

# ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE

PUBLIÉE SOUS LA DIRECTION DE

**M. FREMY**

Membre de l'Institut, professeur à l'École polytechnique, directeur du Muséum  
Membre du Conseil supérieur de l'instruction publique

PAR UNE RÉUNION

D'ANCIENS ÉLÈVES DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, DE PROFESSEURS ET D'INDUSTRIELS

ET NOTAMMENT DE

MM. H. BECQUEREL, M. BERTHELOT, BOURGOIN, AD. CARNOT, CHASTAIN,  
CLOEZ, DEBIZE, DEBRAY, DITTE, DUCLAUX, DUQUESNET, GAUDIN, CH. GIRARD,  
L. GRUNER, HENRIVAUX, JOLY, JUNGFLEISCH, LEMOINE, LODIN, MALLARD, MARGOTTET,  
MOUTIER, NIVOIT, OGIER, PABST, PRUNIER, ROLLAND, SCHLAGDENHAUFEN,  
SCHLÖESING, SOREL, TERQUEM, TERREIL, URBAIN, VIELLE, VILLIERS, ETC., ETC.

TOME V. *Applications de chimie inorganique.*  
~~MÉTALLURGIE.~~

2<sup>e</sup> Section : Industries chimiques.

~~PREMIER CAHIER~~  
2<sup>e</sup> Partie : Métallurgie. 1<sup>er</sup> fascicule

PRINCIPES GÉNÉRAUX, PAR M. GRUNER, INSPECTEUR GÉNÉRAL DES MINES



PARIS

DUNOD, ÉDITEUR

LIBRAIRIE DES CORPS NATIONAUX DES PONTS ET CHAUSSEES, DES CHEMINS DE FER  
DES MINES ET DES TÉLÉGRAPHES

49, Quai des Augustins, 49

1882



## MÉTALLURGIE

E.C. PH. 11

14 MAR 1893

BIBL.

## PRINCIPES GÉNÉRAUX

Par M. GRUNER

Inspecteur général des Mines.



La *métallurgie* est l'art de la préparation des métaux que l'on rencontre, dans le sein de la terre, à l'état de composés divers, appelés *minerais*.

Le mineur recherche et exploite ces minerais; d'autres ouvriers les enrichissent par la préparation mécanique; le fondeur enfin en tire le métal proprement dit; c'est l'œuvre de la métallurgie.

Les méthodes de traitement varient avec la nature des métaux et des minerais; mais ces méthodes variées ont de nombreux points de contact; elles ont presque toutes recours aux mêmes agents, aux mêmes appareils, aux mêmes réactions. Cet ensemble de travaux identiques constitue ce que l'on peut appeler : les principes généraux de la métallurgie. Ce sont ces éléments communs qu'il importe d'exposer d'abord.

Observons, dès l'entrée, que le traitement métallurgique des minerais est essentiellement une opération chimique; il s'agit d'extraire, ou d'isoler, le métal de la combinaison, plus ou moins complexe, qui constitue le minerai dans le sein de la terre. Mais on ne peut simplement transporter dans les usines les méthodes employées dans les laboratoires. Le chimiste, dans ses recherches, a rarement à compter avec les frais, tandis que l'industriel, au risque de se ruiner, doit avant tout se préoccuper des frais de production. La question financière prime donc bien souvent le côté scientifique. Il faut, en un mot, pour qu'un procédé soit industriel, que le prix de revient ne dépasse jamais la valeur du produit marchand. On ne saurait donc impunément négliger, dans les études métallurgiques, le côté économique des procédés. A ce point de vue, le travail de l'homme et le capital sont, au même titre, des agents industriels ou métallurgiques, que les réactifs chimiques, les combustibles et la force motrice.

Les réactions chimiques réclament la mobilité des molécules; il faut donc réaliser, au moins en partie, la *fusion*, la *dissolution* ou la *volatilisation* des matières minérales, d'où l'on veut extraire la substance métallique. Ces conditions sont réalisées, comme on sait, par la *chaleur*, ou par des *réactifs* liquides ou gazeux,

De là, deux classes de procédés métallurgiques : ceux de la voie *iguée* ou voie *sèche*, et ceux de la voie *humide*. Ces derniers, à cause de la valeur même des réactifs, sont rarement appliqués ; il faut des conditions spéciales, que l'on rencontre rarement dans les pays de mines. On ne traite ainsi que les métaux *précieux*, dont la valeur est relativement élevée. Aussi, dans la plupart des ateliers métallurgiques, se sert-on exclusivement de la voie *iguée* ; de là vient l'importance de l'étude des *combustibles* pour tout homme qui doit s'occuper du travail des métaux.

Il résulte de ces quelques mots qu'avant d'entamer l'étude des métaux proprement dits, il convient de faire connaître d'abord les *agents* divers, les *appareils* et les *procédés* auxquels on a recours dans la plupart des travaux métallurgiques. Commençons par les agents.

### AGENTS MÉTALLURGIQUES.

Les agents métallurgiques sont l'*homme* ou la *main-d'œuvre*, les *minerais* ou *matières premières* des métaux, les *combustibles*, les *fondants*, les *matériaux réfractaires*, et un certain nombre de *réactifs* chimiques.

1° *Main-d'œuvre*. — L'*homme* est l'agent industriel par excellence ; il travaille, il surveille, il dirige ; *ouvrier*, *contre-maitre*, *directeur*, telles sont les fonctions qu'il est appelé à remplir dans les ateliers industriels.

Réduit, à l'origine, au travail direct de ses mains, on le voit façonner des outils, construire des appareils, utiliser les forces vives de la nature. Son travail se modifie, l'intelligence se substitue à la force brute, mais l'homme reste toujours l'agent essentiel du travail industriel. Aussi le bon emploi des hommes, l'organisation des ateliers est-elle chose essentielle pour tout chef d'industrie. Elle est diverse selon les circonstances. L'ouvrier peut travailler à la *journée*, à la *tâche*, à *prix fait*.

Le travail à la *journée* est le mode le plus simple, celui auquel on a recours de prime abord ; mais rien ne stimule alors l'ardeur au travail : que l'ouvrier emploie bien ou mal son temps, ses forces, ses facultés, son salaire reste le même. Il faut, d'ailleurs, une surveillance incessante, d'autant plus difficile que l'œuvre est plus complexe et le nombre des ouvriers plus considérable.

Pour faciliter cette surveillance, on peut imposer une certaine *tâche* par jour de travail. C'est un progrès, mais insuffisant. La tâche est une sorte de moyenne, qui n'est un stimulant que pour les ouvriers faibles ou paresseux.

On ne tire tout le parti possible des ouvriers vigoureux et intelligents que par le travail à *prix fait*, c'est-à-dire en payant un prix déterminé par chaque *unité* de travail accompli ; et cette unité, dans les ateliers métallurgiques, est tantôt la tonne de minerai épuré, grillé, fondu ; tantôt la tonne de métal, ou de tout autre produit intermédiaire, préparé, purifié, façonné. La surveillance alors est facile, car il suffit de contrôler les consommations et la qualité du produit obtenu, en limitant les écarts par un ensemble de primes ou de retenues, convenablement combinées. Dans ce système, l'ouvrier a intérêt à travailler le plus possible, et le chef d'industrie y



trouve son avantage par l'accroissement de la production et la réduction des frais généraux.

Le travail de l'ouvrier est aujourd'hui aidé, avons-nous dit, par l'emploi judicieux de nombreux appareils, par le travail animal, et surtout par les forces vives de la nature, le vent, l'eau, le feu, etc. Or, les outils et les appareils, ainsi que les machines, propres à l'emploi des forces de la nature, sont, en réalité, le travail des temps antérieurs mis en réserve. Pour acquérir cet outillage industriel, ainsi que les bâtiments qui doivent les abriter, il faut un capital d'une certaine importance : c'est le *capital d'établissement*. Outre cela, il faut un autre capital pour l'achat des matières premières et le paiement des ouvriers ; c'est le fond de *roulement*. Ce double capital, agent aussi indispensable de toute industrie que la main de l'homme, doit être rétribué au même titre. Mais, comme le rôle de ces deux catégories de capitaux est différent, le mode de rétribution devra différer aussi. Entrons à ce sujet dans quelques détails.

Pour comprendre le rôle des capitaux nécessaires, disons d'abord deux mots de la *comptabilité* industrielle, c'est-à-dire de l'évaluation du *prix de revient* du produit fabriqué. Si cette digression peut paraître déplacée dans une notice sur la métallurgie, je répondrai que c'est précisément cette intervention de la question financière qui caractérise les arts industriels ; qu'il faut, en effet, se bien garder de n'y voir qu'une sorte de science appliquée. La vraie mesure du mérite réel de tout procédé industriel est le *prix de revient* du produit obtenu ; plus ce prix est bas, plus le procédé sera apprécié. Voyons donc de quels éléments doit se composer le prix de revient d'un produit industriel.

Lorsqu'il s'agit d'un produit *unique*, toujours le même, il suffit, pour fixer le prix de *revient*, et, par suite, le prix de vente minimum, de faire la somme de toutes les dépenses et de la comparer au nombre d'unités du produit fabriqué. Mais le plus souvent les produits sont variés. Il faut donc ouvrir un compte spécial à chacun d'eux, lui attribuer les frais spéciaux qui le concernent et répartir les frais communs au prorata de l'importance relative de chacun des produits. Or, là est la difficulté ; on ne peut éviter un certain arbitraire, parce qu'il est difficile de séparer nettement les frais communs des frais spéciaux, et parce que certains frais communs concernent au fond non la totalité, mais un nombre restreint de catégories de produits. On ne s'en tire finalement que par une sorte de cote mal taillée. Toutefois, il convient de réduire au minimum les mesures arbitraires ; à cet effet, recherchons les éléments des frais communs.

Il y a d'abord les frais de direction et toutes les dépenses d'un intérêt général, tels que impôts, assurances, entretien des bâtiments, secours divers, etc. ; puis les intérêts du capital d'établissement et ceux du fonds de roulement.

La première catégorie, désignée spécialement par le terme de *frais généraux*, doit être répartie au prorata de la valeur des produits, en distinguant toutefois les frais tout à fait généraux de ceux qui ne s'appliquent qu'à une ou plusieurs catégories de produits. Quant aux *intérêts* des capitaux, il faut distinguer avec soin le capital d'établissement du fonds de roulement.

La répartition des intérêts du capital d'établissement ou, si l'on veut, leur évaluation, dépend du but que l'on se propose. S'il s'agit de fixer le prix de vente minimum, on doit faire abstraction de ces intérêts, car ces frais pèsent sur l'entreprise,

que l'usine chôme ou marche. Pour conserver la clientèle et le personnel ouvrier, il peut y avoir intérêt à fabriquer même à perte pendant quelque temps. En tout cas, pourvu que le prix de vente couvre les autres frais, il y aura toujours plus d'avantage à marcher qu'à s'arrêter, puisque, je le répète, les intérêts du capital d'établissement grèvent l'entreprise dans les deux hypothèses.

Ainsi donc, lorsqu'il s'agit d'évaluer le prix *minimum* de vente, on peut faire abstraction des intérêts du capital d'établissement; mais cet état de choses ne saurait se prolonger; on irait au-devant de la ruine, à moins que l'établissement ne soit complètement amorti, c'est-à-dire entièrement payé par des bénéfices antérieurs. C'est là évidemment le cas le plus simple et le plus avantageux. Lorsqu'on se trouve dans ces conditions, — et il est en France des usines métallurgiques qui les réalisent, — on peut faire abstraction des intérêts du capital d'établissement, à la condition pourtant que les réparations, les réfections, les constructions nouvelles figurent toutes parmi les frais généraux ordinaires, et soient, dans l'année même où les dépenses ont été faites, intégralement répartis sur l'ensemble du prix de revient du produit.

Il en est de même dans le cas d'une société par *actions*. Le capital est représenté par ces actions, et les intérêts implicitement compris dans les bénéfices répartis. Seulement, aussi longtemps que l'établissement n'est pas amorti, il faut, pour éviter la ruine, prélever chaque année 10, 15, 20 pour 100 sur les bénéfices *bruts*, et cela jusqu'à complet amortissement de l'usine et extinction totale de toutes les charges pesant sur l'établissement; ou plutôt, jusqu'à la constitution d'un fonds de réserve assez considérable pour pouvoir entreprendre, sans charges spéciales, la réfection totale ou partielle de l'usine ou de son outillage. Il faut prévoir, en effet, les remaniements périodiques, rendus nécessaires par les progrès de l'industrie et les inventions nouvelles. Si donc on ne fait pas entrer les intérêts du capital d'établissement dans le prix de revient proprement dit, il doit y avoir pourtant entre le prix de revient et le prix de vente une différence assez grande pour couvrir largement les amortissements et les réserves annuelles dont je viens de parler.

Quant au *fonds de roulement*, son rôle diffère entièrement de celui du capital d'établissement. Au lieu d'une dépense une fois faite, c'est une simple *avance*, car la vente des produits fait rentrer les capitaux. Son importance est étroite et décroît avec la production, et la durée de l'avance dépend des fluctuations inévitables du commerce, du rapport incessamment variable entre l'offre et la demande du produit fabriqué, l'offre et la demande des matières premières et de la main-d'œuvre. En cas de chômage de l'usine, on peut même se passer de tout fonds de roulement et placer ailleurs ses capitaux. Il suit de là que l'intérêt du fonds de roulement doit faire partie du prix de revient au même titre que les matières premières et la main-d'œuvre, et cet intérêt est compté au taux ordinaire de l'intérêt commercial. On peut d'ailleurs, comme dans le cas des frais généraux ordinaires, le répartir en totalité au prorata de tous les produits, ou bien, lorsque certains produits spéciaux réclament manifestement un fonds de roulement plus élevé, charger ces derniers dans une mesure plus forte.

**2<sup>o</sup> Matières premières ou minerais.** — La matière première principale de tout

usine métallurgique est le *minerai*, c'est-à-dire la substance naturelle contenant le métal que l'on se propose d'isoler. Cependant il est des usines, en quelque sorte incomplètes, qui se bornent à *achever* l'élaboration de produits intermédiaires. C'est ainsi que certains établissements se bornent à transformer la fonte en fer ou en acier; le cuivre *brut* en cuivre marchand, le plomb d'*œuvre* en plomb doux et argent raffiné, etc. Pour ces usines incomplètes, en quelque sorte *secondaires*, la matière première sera ce produit *intermédiaire*, appelé fonte, cuivre brut, plomb d'*œuvre*, etc., qui lui-même provient de minerais proprement dits, soumis ailleurs à un premier traitement. Ce premier travail fournit du métal *impur*, tandis que le second, par voie d'*affinage*, produit le métal pur.

Tout minerai se compose de deux parties, l'élément *métallique* et l'élément étranger, appelé *gangue*. Le premier peut être *natif*, ou combiné avec divers métalloïdes, l'oxygène, le soufre, l'arsenic, le phosphore, etc. La gangue, à son tour, est terreuse ou métallique, siliceuse ou basique, en proportion faible ou forte, et la gangue métallique peut, à son tour, contenir un ou plusieurs métaux, unis aussi avec l'oxygène, le soufre ou d'autres éléments. Il suit de là que les minerais, fondus dans une même usine, sont souvent de nature très diverse, et que la première condition de tout traitement rationnel est leur classement méthodique en catégories nombreuses, basées sur la richesse du minerai, la nature de la gangue, la pureté, la fusibilité, la réductibilité du minerai, et même souvent, d'après son origine, ou la grosseur relative des fragments. Cette multiplicité si grande exige, pour loger les minerais, des espaces d'autant plus étendus que la régularité des approvisionnements est moins bien assurée. Sauf le cas de minerais pulvérents, sujets à être entraînés au loin par la pluie ou le vent, ou de matières d'une très grande valeur, on se contente d'établir les *parcs* à minerais, à l'air libre, dans des cours pavées, entourées de simples murs de clôture.

5° **Fondants.** — Rarement les minerais peuvent être fondus seuls. Il faut des réactifs, des *fondants*, pour déterminer leur fusion. Le métal, à la vérité, saut quelques cas rares, fond facilement à l'état isolé, ou uni simplement au soufre et à l'arsenic; mais les gangues exigent en général un véritable fondant; aux gangues siliceuses il faut des bases, aux gangues basiques de la silice. On sait, en effet, que ni la silice, ni les bases terreuses ne fondent seules; il faut associer les deux substances dans de certaines proportions, pour avoir des composés fusibles, des *silicates*, appelés *scories* ou *laitiers*, selon que la base dominante est un oxyde métallique, — l'oxyde de fer dans la plupart des cas, — ou une base terreuse. Les proportions à adopter dépendent du but à atteindre. S'il s'agit de faciliter surtout la fusion proprement dite, on devra se rapprocher des *bisilicates* à deux ou plusieurs bases; ce seront des bisilicates de chaux et d'alumine, ou de chaux et de magnésie, ou mieux encore des trois bases réunies; et l'on facilitera la fusibilité en ajoutant de la baryte et des bases métalliques, comme l'oxyde de fer, ou mieux encore l'oxyde de manganèse. Si, au contraire, on a en vue, non la production d'un silicate *ultra-fusible*, mais celle d'un composé capable de retenir, outre la silice, d'autres éléments *nuisibles* au métal, tels que le soufre et le phosphore, alors on cherche à se rapprocher des *protosilicates*, ou mieux encore des silicates *basiques*. C'est le cas des hauts fourneaux à fer, devant produire des fontes

non sulfureuses, et aussi des réverbères, ou cornues Bessemer, dans lesquels on cherche à enlever le phosphore au fer et à l'acier.

Ajoutons enfin que la fusibilité des silicates peut être accrue, dans certains cas, par des additions de spath-fluor. Il se forme alors des *fluo-silicates*.

**4<sup>e</sup> Agents oxydants.** — Dans un grand nombre d'opérations métallurgiques on fait intervenir l'*oxygène*, en particulier dans le grillage des minerais sulfurés et l'affinage des métaux bruts. Mais l'oxygène pur est jusqu'à présent d'un prix trop élevé. On a donc recours à l'air ordinaire, et, dans certains cas, à l'eau et à divers oxydes métalliques, ou à des sels riches en oxygène.

L'air ordinaire, contenant 25 pour 100 de son poids d'oxygène, est évidemment l'agent oxydant le plus économique. On le rencontre partout, et on l'amène facilement, sur les matières à oxyder, par simple *aspiration*, à l'aide d'une cheminée, ou par *insufflation*, au moyen d'appareils compresseurs. On l'emploie chaud, on fortement comprimé, lorsque l'action oxydante doit être énergique.

L'eau est un agent oxydant très actif, puisqu'il contient les  $\frac{8}{9}$  de son poids d'oxygène, mais il est aussi, même à l'état de vapeur, un agent réfrigérant des plus puissants. Comme chaque kilogramme d'hydrogène développe, en se transformant en 9 kilogrammes de *vapeur* d'eau, 29161 calories, on voit que l'eau ne peut exercer son action oxydante que si elle est accompagnée de  $\frac{29161}{9} = 3240$  calories par chaque kilogramme d'eau à décomposer. Il faut donc que la vapeur d'eau, aussi bien que la substance à oxyder, soient tous deux fortement surchauffés, ce qui évidemment sera presque toujours plus coûteux que l'emploi de l'air.

Il en est de même de l'acide carbonique, qui oxyde aux températures élevées en passant à l'état d'oxyde de carbone.

Par contre, certains *oxydes métalliques* seront parfois, à cause de leur état solide, d'un emploi plus commode que l'air.

On a surtout recours aux oxydes de manganèse et aux oxydes supérieurs du fer. Le fer sert de véhicule à l'oxygène de l'air; il forme la *navette*. Toutes les fois que le silicate basique de fer est exposé fondu à l'action de l'air, l'oxyde ferreux se transforme en oxyde magnétique, qui agit alors comme oxydant sur des éléments tels que le carbone, le silicium, le phosphore, etc. Il repasse à l'état de protoxyde, puis absorbe de nouveau l'oxygène de l'air. C'est là ce qui se passe, en particulier, dans l'affinage de la fonte de fer.

L'oxyde de plomb agit de la même manière; il se réduit, cédant l'oxygène à d'autres éléments, et se réoxyde ensuite au contact de l'air. L'oxyde de plomb agit de la sorte pendant la première période de la coupellation, lorsque le métal est encore impar. Les oxydes de cuivre et d'antimoine jouent le même rôle lors de l'affinage du cuivre et de l'antimoine bruts.

L'emploi des *sels* est plus rare à cause de leur prix élevé. On se sert cependant du nitre et des sulfate et carbonate de soude lors de l'affinage des métaux précieux et de l'antimoine; de même les sulfates de fer, de cuivre, de plomb et d'argent, produits aux dépens des sulfures par l'oxygène de l'air, réagissent, à leur tour, à une température plus élevée, sur les sulfures restants.

5<sup>e</sup> **Agents réducteurs.** — L'agent réducteur par excellence est le *carbone* à l'état solide ou l'*oxyde de carbone* à l'état gazeux.

Pour réduire un oxyde métallique, il faut une température d'autant plus élevée que le métal développe plus de chaleur en s'oxydant. Pour la réduction complète, il faut d'ailleurs un excès de carbone, ou d'oxyde de carbone, car l'acide carbonique produit réagit, à son tour, comme oxydant, sur la plupart des métaux réduits.

L'hydrogène et les hydrocarbures sont rarement employés comme agents réducteurs ; non seulement leur prix élevé s'y oppose, mais encore la réaction oxydante, opposée, de la vapeur d'eau produite. Il faut, comme dans le cas de l'oxyde de carbone, un grand excès de l'agent réducteur.

On se sert plus souvent de certains métaux.

Le fer agit sur les composés oxydés ou sulfurés du cuivre, du plomb, du mercure, etc.

Le manganèse sur l'oxyde de fer ; le sodium sur les chlorures d'aluminium, de magnésium, etc.

Enfin, disons encore qu'on a même parfois recours au *silicium*, sous forme de siliciures de fer et de manganèse, et que les sulfures et arséniures métalliques agissent comme réducteurs lors du traitement des matières oxydées du cobalt.

6<sup>e</sup> **Réactifs divers.** — Le traitement de certains minerais par fusion, dissolution ou gazéification peut exiger des réactifs spéciaux tels que l'eau, le mercure, les acides communs et divers sels, parmi lesquels on peut surtout citer le nitre, le tartre, les sels de soude, le vitriol, etc. Ils sont assez connus pour qu'il suffise de les nommer.

7<sup>e</sup> **Matériaux réfractaires.** — Les fourneaux, dans lesquels on pratique les opérations métallurgiques, doivent résister à la chaleur et à l'action corrosive des matières mises en œuvre. Il faut donc les construire en matériaux, qui non seulement soient réfractaires, c'est-à-dire non susceptibles d'être fondus ni détériorés par la chaleur, mais encore en état de résister aux silicates, aux métaux, aux sulfures et oxydes, qui sont en fusion dans l'intérieur des fourneaux. Cette double condition est difficile et parfois presque impossible à remplir. La silice et l'argile pure résistent à la chaleur, mais sont corrodés par les silicates basiques et les bases. La chaux, la magnésie, l'alumine, le peroxyde de fer, sont infusibles, mais n'ont pas, à l'état isolé, assez de consistance pour former des parois solides ; ils sont d'ailleurs rapidement attaqués par la silice. Le carbone seul résiste à la fois à la chaleur et à l'action corrosive des matières fondues, aussi son emploi, sous forme de graphite, de coke menu, de charbon de cornue et d'anthracite en poussière, se répand-il de plus en plus dans les usines comme revêtement intérieur des fourneaux. En y mêlant un peu d'argile, on lui donne assez de consistance pour pouvoir servir de pisé réfractaire. Ce mélange est depuis longtemps employé, dans les fonderies de plomb, de cuivre et d'argent, sous le nom de *brasque*. Malheureusement le carbone est attaqué par les oxydes métalliques et l'oxygène de l'air ; il n'est donc pas non plus d'un emploi général. Pour combattre, au reste, les effets nuisibles de la chaleur et des matières en fusion sur les parois des fourneaux, il convient de refroidir leur surface extérieure par des jets ou des courants continus

d'air et d'eau. L'action de ces courants est d'autant plus énergique que les parois sont plus minces et composées de substances meilleures conductrices de la chaleur. Aussi, malgré la fusibilité propre du fer et de la fonte, emploie-t-on assez souvent ces métaux comme paroi réfractaire, ou, tout au moins, comme enveloppe extérieure, ce qui permet alors de diminuer l'épaisseur du revêtement réfractaire proprement dit. Il est vrai que l'on favorise ainsi les pertes de chaleur; par ce motif, bien loin de refroidir les parois, cherchait-on jadis à empêcher tout refroidissement, en renforçant les parois par un massif extérieur en maçonnerie ordinaire. Mais, d'une part, comme on le verra, ces pertes sont moindres qu'on ne le pensait, et surtout, relativement à la chaleur totale, d'autant plus faibles que les appareils sont plus grands; d'autre part, le dommage qui résulte de là est moins considérable que celui qui est dû à la corrosion des parois. La tendance générale est donc aujourd'hui de réduire l'épaisseur des parois au strict nécessaire, sauf à les consolider à l'extérieur par des revêtements en fer et fonte.

Cela dit, il suffira d'ajouter quelques mots sur les matières réfractaires ci-dessus mentionnées.

La substance dont on se sert le plus souvent est l'argile *réfractaire*, c'est-à-dire un silicate d'alumine hydraté, jouissant de la propriété de former avec l'eau une masse plastique facile à pétrir. La composition normale diffère peu de : silice 49, alumine 36, eau 15; mais à ce composé plastique proprement dit se trouve le plus souvent intimement mêlé du sable fin siliceux, plus rarement de l'alumine hydratée. L'un et l'autre diminuent la plasticité sans nuire à l'infusibilité. Moins inoffensifs sont le peroxyde de fer, et surtout les alcalis fixes, ou les carbonates de chaux et de magnésie, qui tous font passer l'argile réfractaire à l'état d'argile ordinaire, dès que leur proportion atteint 4 à 5 pour 100.

Le mélange de sable siliceux fait que la plupart des argiles réfractaires, employées dans les arts, renferment en moyenne 55 à 65 de silice, 35 à 25 d'alumine, associée à un peu de peroxyde de fer et à 10 pour 100 d'eau. Cette argile, prise isolément, se contracte et se fissure par la cuisson. Pour en faire des briques, qui ne changent ni de forme ni de volume, il faut donc l'*amaigrir* par un mélange de sable siliceux, ou mieux, d'argile réfractaire calcinée. Le mélange varie nécessairement avec la plasticité, plus ou moins grande, de l'argile naturelle; en général, on prend, au volume, 25 à 40 pour 100 d'argile fraîche contre 75 à 60 de quartz ou d'argile calcinée. Comme matière maigre on se sert aussi, dans certains cas, de graphite, de coke ou d'anthracite. Le mélange, additionné d'eau, est convenablement pétri dans un malaxeur et même, dans le cas de produits fins, longtemps piétiné dans une auge, puis moulé sous forte pression. On sèche ensuite dans une étuve et euit, au rouge intense, dans un four à dôme, muni de grilles à houille ou de foyers à gaz.

Lorsque les briques doivent surtout résister à l'action corrosive de scories basiques, il faut se garder d'amaigrir l'argile par du quartz; il faut même plutôt remplacer une partie de l'argile par de l'alumine hydratée ou, du moins, par de la *bauxite*, qui contient 55 à 65 pour 100 d'alumine, 15 d'eau, un peu de peroxyde de fer, et rarement au delà de 20 de silice. On peut employer alors 25 de bauxite fraîche, 25 d'argile et 50 de bauxite calcinée, réduite en sable. Enfin, lorsque, par suite des scories, la silice est plus à craindre que l'oxyde de fer, on peut remplacer la bauxite

blanche par la bauxite ferrugineuse, qui souvent contient moins de silice que la blanche. Cette matière exige une très forte pression et une cuisson intense pour avoir des briques suffisamment consistantes. Mais elle convient pour les sols des fours ou les parois en *pisé*, qui peuvent être plus maigres que les briques. La cuisson transforme alors la matière en aluminat de fer.

Les briques réfractaires, dont je viens de parler, résistent difficilement aux plus hautes températures des fours à gaz ; il faut les remplacer par la *silice* ou la *chaux*.

Mais le quartz pur ne peut ni se mouler, ni prendre de la consistance par la cuisson ; il faut ajouter à la silice de la chaux, dans la proportion de 2 pour 100. On moule la pâte sous forte pression, avec aussi peu d'eau que possible, puis chauffe à blanc dans les fours à dôme, afin de fritter la silice par la chaux. Ces briques siliceuses se gonflent sous l'action du feu, à l'inverse des briques alumineuses. La silice passe de l'état cristallin à l'état amorphe. On désigne parfois ces briques siliceuses sous le nom de briques de *Dinah*, localité des environs de Swansea, où leur fabrication a pris naissance.

La chaux et la magnésie, ou la dolomie, sont infusibles, et conviennent pour les fours dans lesquels les matières fondues ont une réaction basique. Depuis longtemps on s'est servi de calcaire, en Styrie et dans la Côte-d'Or, pour le creuset des hauts fourneaux, et M. Deville a eu recours au calcaire grossier de Paris pour la fusion du platine. Mais la chaux vive se délite à l'air, en sorte que, pour empêcher son hydratation, au moment des arrêts, il faut faire usage de calcaire légèrement argileux, que l'on broie, moule en briques et cuit à outrance, afin de transformer la matière en silico-aluminat très basique. Mieux encore vaut la *dolomie*, légèrement argileuse, dont j'ai proposé l'emploi dès 1875 <sup>1</sup>. Plus le calcaire dolomitique est riche en magnésie, et mieux la matière calcinée résiste à l'air humide. Ce sont, en effet, des briques calcaréo-magnésiennes dont se servent aujourd'hui MM. Thomas et Gilchrist pour le revêtement de leur cornue Bessemer *basique*. Il faut les cuire au blanc intense, non seulement pour leur donner de la consistance par la formation du silico-aluminat basique, mais encore pour éviter que les briques ne prennent un nouveau retrait au moment de leur emploi. On peut prédire, sans crainte de se tromper, que l'emploi de ces briques de chaux, de magnésie et d'alumine est appelé à se généraliser dans les fours à réaction basique. Souvent aussi il pourra être utile de mêler de la *bauxite* à la dolomie, et d'empâter la poudre calcaréo-magnésienne et maigre à l'aide de goudron ou de brai.

#### COMBUSTIBLES.

La combinaison chimique se fait, le plus souvent, avec *production*, plus rarement, avec *absorption* de chaleur. Le carbone et l'hydrogène, pris isolément, ou combinés entre eux, développent en particulier beaucoup de chaleur en s'unissant à l'oxygène.

1. *Traité de métallurgie*, t. I, p. 200.

C'est la source de chaleur généralement employée dans l'industrie; on désigne cette combinaison sous le nom de *combustion*, et l'on appelle *combustibles* les substances hydrocarburées que l'on brûle pour produire la chaleur. L'étude des combustibles et celle du phénomène de la combustion sont d'une importance d'autant plus grande pour le métallurgiste, que la préparation d'une tonne de métal exige souvent 5, 4 et, dans certains cas, jusqu'à 10 et 12 tonnes de combustible; aussi, la valeur du combustible brûlé dépasse-t-elle assez souvent le prix du minerai consommé.

Les combustibles hydrocarburés, sauf peut-être certains *pétroles*, sont tous d'origine végétale; ce sont les végétaux de la période géologique actuelle, c'est-à-dire les *bois* et les *tourbes*, ou ceux des périodes antérieures, les *bois fossiles*, les *lignite*s, les *houilles* et les *anthracites*. Les uns et les autres peuvent être employés tels que la nature les fournit, ou bien plus ou moins modifiés par des préparations physiques et chimiques, telles que la *dessiccation*, l'*épuration mécanique*, le *moulage*, la *torréfaction*, la *gazéification* et la *carbonisation*.

Étudions d'abord les *propriétés générales* des combustibles, ensuite les *propriétés spéciales* de chacun d'eux, et finalement la *préparation*, à laquelle on les soumet, avant de s'en servir.

**I. Propriétés générales des combustibles.** — Les propriétés générales des combustibles sont : la *combustibilité*, l'*étendue de la flamme*, l'*état de division* et la *pureté* des combustibles et surtout leur *pouvoir calorifique*.

**Combustibilité.** — Les combustibles s'enflamment, et brûlent plus ou moins facilement.

En général ils brûlent d'autant mieux qu'ils sont plus *secs*, plus *purs*, moins *denses* et plus *hydrogénés*. Quant à la densité, il faut pourtant observer qu'un combustible gazeux exige, pour s'enflammer, une température plus élevée qu'un combustible solide ou liquide; mais, à siccité égale, un bois léger brûle plus facilement qu'un bois dense, et la houille hydrogénée plus facilement que la houille riche en carbone.

Toute matière étrangère, telle que l'eau et les cendres, diminue la combustibilité, absorbe en pure perte une partie de la chaleur produite, et peut même nuire à la qualité du métal, lorsque ces substances renferment du soufre ou du phosphore.

D'après Merbach, la tourbe sèche s'enflamme à l'air vers 225° C., le bois de pin à 295°, la houille ordinaire vers 350 à 340°. D'après M. Violette, le charbon de bois faiblement euit (c'est-à-dire hydrogéné), vers 360°; tandis que le charbon, calciné à 1200 ou 1500°, ne s'enflamme qu'entre 600 et 800°. L'hydrogène, d'après M. Frankland, ne s'enflamme qu'au rouge-cerise (entre 800 et 1000°).

**Étendue de la flamme.** — Selon le but que l'on se propose, on préfère les combustibles à *longue* ou à *courte* flamme. La flamme est d'autant plus étendue que le combustible est plus poreux et plus hydrogéné; d'autant plus courte qu'il est plus dense et plus riche en carbone.

**État de division.** — La valeur d'un combustible dépend aussi de son *état de*



**division.** Un combustible *menu* brûle difficilement, parce que l'air ne peut y pénétrer. On y remédie en le transformant en briquettes, ou *agglomérés*. Mais il est évident que, toutes choses égales d'ailleurs, un combustible friable a moins de valeur qu'un combustible solide et tenace.

**Pureté du combustible.** — Lorsque le menu est souillé de substances terreuses, on le purifie par le *lavage*, avant de l'agglomérer. Certains combustibles fondent et s'agglutinent au feu; d'autres développent peu de chaleur à cause de l'eau ou des éléments gazeux oxygénés qu'ils renferment; on les améliore, dans les deux cas, en les transformant par la *torréfaction* ou la *carbonisation*. Nous reviendrons sur ces préparations physico-chimiques.

**Pouvoir calorifique.** — Enfin l'élément qui influe le plus sur la valeur d'un combustible est son *pouvoir calorifique*, c'est-à-dire le nombre de *calories* qu'il peut développer en brûlant. Cette chaleur varie non seulement avec la nature chimique du combustible, mais aussi avec son degré de condensation. Le pouvoir calorifique des corps amorphes diffère de celui de ces mêmes corps cristallisés, et les composés *isomères* développent d'autant moins de chaleur que les éléments sont plus condensés; le diamant moins que le graphite, le graphite moins que le carbone du charbon de bois; les hydrocarbures liquides moins que les hydrocarbures gazeux de même composition, etc. On perd la chaleur qui se dégage lors de la contraction *des éléments*.

Voici, outre les pouvoirs calorifiques du carbone et de l'hydrogène, les quantités de chaleur développées, dans les opérations métallurgiques, par l'oxydation d'un certain nombre d'autres éléments.

Le carbone pur du charbon de bois. . . . .	8080 calories	} d'après Favre et Silbermann.
Le carbone des cornues à gaz. . . . .	8047	
Le graphite naturel. . . . .	7797	
Le diamant. . . . .	7770	
L'hydrogène { de l'eau liquide. . . . .	54462	
{ de la vapeur saturée . . . . .	29161	} moyenne 2250.
Le soufre cristallisé, donnant de l'acide sulfureux. . . . .	2262	
Le soufre fondu, plus dense. . . . .	2217	
Le phosphore, par sa transformation en acide phosphorique anhydre. . . . .	5870	} d'après Thomsen.
Le silicium, donnant de la silice. . . . .	7850,	
Le manganèse, donnant du protoxyde. . . . .	1725,	d'après Troost et Hautefeuille.
Le fer, donnant du protoxyde . . . . .	4552,	d'après Thomsen.
— — — — —	1252,	d'après Favre et Silbermann.
Soit, comme moyenne. . . . .	4292,	
Le fer, donnant du peroxyde . . . . .	1688,	d'après Thomsen.

A l'oxyde magnétique de fer, se composant d'un équivalent de protoxyde uni à un équivalent de peroxyde, doit correspondre, comme *minimum*, à la moyenne des deux chiffres précédents, soit 4490. Ce doit être un minimum, parce que l'union des deux oxydes entraîne aussi un certain développement de chaleur. En effet, par

la combustion directe dans l'oxygène, Andrews avait trouvé 1582 calories et Dulong 1648, en sorte que l'on peut admettre pour le moins 1500 calories, lors de la formation de l'oxyde magnétique.

Revenons maintenant aux composés divers du carbone.

Le pouvoir calorifique de l'oxyde de carbone est de 2405 calories : chiffre qui permet de calculer la chaleur produite par la combustion incomplète du carbone, lorsqu'il forme de l'oxyde de carbone. Cette chaleur doit être, en effet, égale à 8080 calories, moins le nombre de calories résultant de la combustion de l'oxyde de carbone, formé aux dépens de l'unité de poids du carbone.

On sait, d'après la composition de l'oxyde de carbone, que 1 de carbone donne  $\frac{14}{6}$  d'oxyde de carbone qui fourniront, par la combustion,  $2405 \times \frac{14}{6} = 5607$  calories ; il reste donc, pour la formation proprement dite de l'oxyde de carbone, le chiffre  $8080 - 5607 = 2475$  calories. Ainsi, lorsque 1 kil. de carbone donne de l'oxyde de carbone et non de l'acide carbonique, la chaleur produite sera de 2475 calories seulement au lieu de 8080 ; c'est-à-dire que la réduction de l'acide carbonique en oxyde correspond à une absorption considérable de chaleur.

Le pouvoir calorifique des *hydrocarbures* ne peut être dérivé, comme on l'a cru longtemps, des pouvoirs calorifiques du carbone et de l'hydrogène, car on ne connaît que le pouvoir calorifique du carbone solide et non celui du carbone gazeux, et l'on ignore également les effets calorifiques de la condensation au moment de l'union des deux éléments. A plus forte raison, ne peut-on pas calculer le pouvoir calorifique des *combustibles végétaux*, formés d'hydrocarbures plus ou moins oxydés. Il faut donc, dans chaque cas, s'en rapporter à l'expérience directe.

Or, voici les nombres trouvés par *Favre et Silbermann* :

Pour le gaz oléfiant $C^2H^4$ , formé de 6 de carbone pour	} 11858 calories,
1 d'hydrogène ;	
Pour le gaz des marais $C^2H^6$ , formé de 6 de carbone pour	} 15065 —
2 d'hydrogène,	

Et, d'après *H. Sainte-Claire Deville* :

Pour le pétrole distillé d'Amérique, ayant à peu près la composition du gaz oléfiant, sauf 1 pour 100 d'oxygène remplaçant	} 10,100
1 pour 100 de carbone, la densité variant entre 0,762 et 0,819	
vers 13 à 14° C.	
	à
	10,450 —

Pour le pétrole brut de la Pensylvanie, ayant aussi la même proportion d'hydrogène que le gaz oléfiant, mais 3 pour 100 de carbone remplacé par le même poids d'oxygène ; densité 0,816	} 9887 —
à 0°.	

Pour l'huile <i>lourde</i> de la Compagnie Parisienne du gaz, formée de $C = 82,0$ , $H = 7,6$ , $O = 10,4$ ; densité à 0°, 1,044 ; ne contenant guère plus de la moitié de l'hydrogène du gaz oléfiant.	} 8849 —

D'autre part, il résulte des expériences de MM. *Scheurer-Kestner* et *Meunier* de Mulhouse, que, d'une façon générale, les pouvoirs calorifiques des combustibles purs, sans cendres ni eau, sont représentés par les nombres suivants, qui croissent

et décroissent à peu près comme le charbon *fixe*, laissé par ces combustibles lorsqu'on les calcine en vase clos (1).

Anthracites et houilles anthraciteuses. . . . .	9500 à 9200 calories.
Houilles grasses à courte flamme, ou à coke. . .	9600 à 9500
Houilles grasses ordinaires. . . . .	9500 à 8800
Houilles grasses à longue flamme, ou à gaz . .	8800 à 8500
Houille sèche à longue flamme. . . . .	8500 à 8000
Lignite gras. . . . .	8000 à 7000
Lignite secs et bois fossiles . . . . .	7000 à 6000
Matière ligneuse pure (cellulose). . . . .	5600

Un dernier élément, d'où dépend la valeur et le mode d'emploi des combustibles, est la *température de combustion*, qui d'ailleurs se déduit directement du pouvoir calorifique. On entend par là la température que prendraient les produits de la combustion, s'il n'y avait ni dissociation, ni variation de chaleur spécifique avec la température, ni perte de chaleur d'aucune sorte. C'est par suite un chiffre purement théorique, dont la pratique n'approche jamais, mais qui néanmoins peut fournir d'utiles indices sur la valeur relative des combustibles.

Pour trouver cette température  $t$ , il suffit d'égaliser la *chaleur produite* PC, où P est le poids du combustible et C son pouvoir calorifique, à *pct*, chaleur *absorbée* par les produits de la combustion, où  $p$  est le poids du corps brûlé,  $c$  sa chaleur spécifique et  $t$  sa température,

ce qui donne 
$$t = \frac{PC}{pc}$$

et, dans le cas plus général de plusieurs combustibles,  $P_1, P_2, P_3$ , simplement *mélangés*, et de produits brûlés divers,  $p_1, p_2, p_3$ ,

$$t = \frac{\Sigma. PC}{\Sigma. pc}.$$

Ces formules donnent, dans le cas de *carbone* pur, brûlé par l'oxygène pur, la chaleur spécifique de l'acide carbonique étant 0,22,  $P = 1$ . et  $p = \frac{6 + 16}{6}$ ,

$$t = \frac{8080}{\frac{22}{6} \times 0,22} = 10015^{\circ},$$

et pour l'*oxyde de carbone*, brûlé par l'oxygène,  $p$ . étant  $= \frac{6 + 16}{6 + 8}$ ,

$$t = \frac{2495}{\frac{22}{14} \times 0,22} = 6950^{\circ}.$$

Tandis que les expériences de MM. Deville et Debray donnent, dans les deux cas,

1. Voy. pour le détail des résultats obtenus par M. Scheurer & Meunier, *Traité de métallurgie* de L. Gruner, tome I (p. 50).

au plus 2500 à 2700°, parce que l'acide carbonique se dissocie vers 1000 à 1200°.

Pour l'hydrogène, brûlé par l'oxygène, on trouve de même :

$$t = \frac{29161}{9 \times 0,4805} = 6744^\circ.$$

29161 étant le pouvoir calorifique de l'hydrogène produisant de la vapeur saturée, et 0,4805 la chaleur spécifique de ladite vapeur. Dans ce cas aussi la température réelle ne dépasse guère 2500°, parce que la vapeur d'eau commence à se dissocier, vers 900 à 1000°.

Lorsqu'on élève la tension de dissociation, en opérant la combustion des gaz sous 9 à 10 atmosphères de pression, on élèvera aussi les températures de combustion. On trouve, dans ce cas, d'après M. Bunsen, pour l'oxyde de carbone, 5000°, et pour l'hydrogène, 2850°.

Lorsque la combustion se fait par l'air, les produits brûlés renfermeront l'azote de l'air atmosphérique, dont le poids est donné par celui de l'oxygène, multiplié par 5,355 et dont la chaleur spécifique est 0,244. On aura donc pour le carbone :

$$t = \frac{8080}{\frac{22}{6} \times 0,22 + \frac{16}{6} \times 5,35 \times 0,244} = 2716^\circ,$$

pour l'oxyde de carbone :

$$t = \frac{2405}{\frac{22}{44} \times 0,22 + \frac{8}{44} \times 5,35 \times 0,244} = 2967^\circ,$$

et pour l'hydrogène :

$$t = \frac{29161}{9 \times 0,4805 + 8 \times 5,35 \times 0,244} = 2694^\circ.$$

On voit qu'à cause de la moindre proportion d'air nécessaire, l'oxyde de carbone, dont le pouvoir calorifique est le plus faible, donne pourtant la température de combustion la plus élevée.

Dans les exemples précédents, les températures initiales de la substance brûlée et celle de l'air sont supposées nulles. Si l'un ou l'autre, ou tous deux possédaient une température élevée, on en tiendrait compte, en ajoutant au numérateur la chaleur apportée par ces corps. Admettons que  $c', c''$  représentent les chaleurs spécifiques de l'air et du corps brûlé;  $t', t''$  les températures respectives, et  $P'$  le poids de l'air, on aura pour la température de combustion :

$$t = \frac{\Sigma PC + Pc't'' + P'c't'}{\Sigma pc}$$

Lorsque le combustible laisse des cendres, elles formeront l'un des termes du dénominateur  $\Sigma pc$ ; et, s'il contient de l'eau non combinée, il faudra retrancher du terme  $\Sigma PC$  la chaleur latente de vaporisation à 0°, c'est-à-dire  $p_1L$ , où  $p_1$  est le poids de l'eau et  $L = 606,5$  calories.

La combustion normale du carbone donne de l'acide carbonique, mais elle peut

engendrer aussi de l'oxyde de carbone par défaut d'oxygène. Le pouvoir calorifique du carbone est alors réduit, comme on l'a vu, à 2475 cal. ; par suite, la température de combustion à

$$t = \frac{2475}{\frac{14}{6} \times 0,245 + \frac{8}{6} \times 3,55 \times 0,244} = 1494^{\circ}.$$

0,245 étant la chaleur spécifique de l'oxyde de carbone.

On voit que la diminution de température, due à l'absorption de la chaleur, par la réduction de  $\text{CO}^2$  en CO, est théoriquement de  $2716^{\circ} - 1494^{\circ} = 1222^{\circ}$ . Cette forte diminution de température s'observe très bien, auprès des tuyères, dans les hauts fournaux à fer.

### COMBUSTIBLES NATURELS.

Les combustibles naturels se divisent en combustibles *modernes* et combustibles *anciens* ou *minéraux* ; mais tous ont la même origine, la *végétation*. Les combustibles minéraux sont des végétaux d'une époque antérieure, plus ou moins modifiés dans le sein de la terre par la pression, la chaleur et l'humidité. Ils diffèrent surtout des végétaux vivants par une moindre proportion d'eau et d'oxygène, et une certaine décroissance relative d'hydrogène. Ainsi dans la *cellulose* (le ligneux pur) on trouve, par 1000 de carbone, 1111 d'oxygène et 159 d'hydrogène,

dans le bois ordinaire,	900 à 800 d'oxygène et 122 à 120 d'hydrogène,
dans les tourbes et les bois fossiles,	600 à 500 d'oxygène pour 100 à 85 d'hydrogène,
dans les lignites,	450 à 280 d'oxygène pour 90 à 50 d'hydrogène,
dans les houilles,	260 à 40 d'oxygène pour 75 à 55 d'hydrogène,
dans les anthracites,	40 à 25 d'oxygène pour 55 à 30 d'hydrogène,

Mais, ce qui caractérise surtout les divers combustibles naturels et les différencie entr'eux, est le rapport du poids de l'oxygène à celui de l'hydrogène.

Dans la cellulose ce rapport,  $\frac{O}{H}$  (1) est exactement de... 8

Dans les bois, très voisin de... 7

Dans les bois fossiles et les lignites, de... 6 à 4

Dans les houilles, de... 4, 5, 2 et 1, selon

qu'elles sont, par leurs propriétés générales, plus ou moins voisines des lignites ou des anthracites.

Dans les anthracites, il est au-dessous de 1.

On constate en même temps que la proportion de charbon fixe obtenu par la calcination en vase clos, augmente à mesure que décroît le rapport en question ; elle est de 28 à 50 % pour la cellulose, de 50 à 55 % pour les bois, de 55 à 40 % pour les

1. En réalité, c'est le rapport  $\frac{O + Az}{H}$ , mais, dans la cellulose, l'azote est nul, et dans les autres combustibles rarement au-dessus de 1 pour 100.

tourbes, de 45 à 50 pour les lignites, de 50 à 90 pour les houilles et de 90 à 92 pour les anthracites.

1<sup>o</sup> **Bois.** — Les bois de nos climats tempérés peuvent être divisés en trois classes : les bois *durs*, dont la densité, après dessiccation à l'air, est supérieure à 0,50 et atteint parfois 0,80 ;

Celle des bois *résineux*, qui est voisine de 0,50 ;

Et celle des bois *tendres, feuillus*, ou *bois blancs*, qui est comprise entre 0,50 et 0,58.

Mais il faut ajouter que la matière ligneuse proprement dite de tous ces bois possède, abstraction faite des pores remplis d'air, sensiblement la même densité de 1,50, d'après M. Violette.

Les bois varient, au reste, avec le climat et la nature du sol ; dans les pays chauds, arides et secs, les mêmes essences sont plus denses que dans les pays tempérés, fertiles et humides.

Les bois, cordés sous forme de bûches ou de rondins, pèsent, selon les essences et l'activité de la végétation :

Lorsqu'ils sont durs . . . . .	400 à 500 kil. le stère.
— résineux . . . . .	500 à 400 —
— tendres et blancs . . . . .	200 à 500 —

Les arbres sur pied renferment au printemps jusqu'à 40 ou 50 et même 60 % d'eau.

En automne, après la chute des feuilles, seulement 50 à 50 %.

Par ce motif, on fait l'abatage, autant que possible, en automne et en hiver. Les 50 à 50 % d'eau sont alors ramenés, à la suite de l'abatage et de la mise en corde, à 20 ou 25 %, par l'exposition prolongée à l'air. Ce dernier reste ne peut être enlevé que par dessiccation artificielle, et même seulement d'une façon passagère, car le bois desséché réabsorbe l'eau au contact de l'air humide. C'est dans cet état de dessiccation naturelle que le bois est employé dans les usines métallurgiques, à moins qu'il ne soit transformé en bois *torréfié*, ou *charbon* de bois.

Le bois sec contient, quelle que soit l'essence :

Carbone . . . . .	40,0	} formées surtout de carbonates de chaux et de potasse, avec faible dose d'acide phosphorique et une proportion moindre encore d'acide sulfurique.
Hydrogène et oxygène . . . . .	50,4 dans le rapport de 1 à 7.	
Azote . . . . .	0,8	
Cendres . . . . .	0,8	
Eau . . . . .	20,0	
100		

En soumettant ce bois sec à une carbonisation graduée en vase clos, on obtient :

Charbon de bois . . . . .	24 à 28
Eau et acide pyroligneux . . . . .	50 à 45
Huiles, goudron et esprit de bois . . . . .	6 à 8
Gaz combustibles . . . . .	20 à 19
100	

Toutefois ces proportions varient avec la rapidité de l'opération.

Plus elle est vive et brusque, moins on a de charbon et plus on a de gaz. Le charbon peut descendre alors à moins de 20 %. En graduant la température, M. Violette a constaté qu'à 280° C. le bois est transformé en *charbon roux*, tenant 70 à 75 de carbone, 4 à 5 d'hydrogène et 24 à 22 % d'oxygène.

Au delà, le charbon passe graduellement du brun au noir. Vers 340 à 350°, il est complètement cuit, noir et brillant, tout en retenant encore 10 % d'éléments volatils.

Le pouvoir calorifique de la *cellulose* pure est de 5622 calories. Celui du bois absolument sec peut atteindre 4000 calories, à cause de l'excès d'hydrogène ; mais le bois ordinaire, à 20 % d'eau, développe au maximum 5000 à 5200 calories.

Disons enfin que les bois brûlent d'autant plus rapidement et laissent d'autant moins de braise incandescente qu'ils sont plus tendres, et que les bois résineux, riches en hydrogène, sont spécialement caractérisés par la longueur et la vivacité de la flamme. Ajoutons que les bois, autrefois seuls employés dans les usines métallurgiques, y deviennent de jour en jour plus rares, à cause du prix sans cesse croissant des combustibles végétaux et des perfectionnements apportés aux procédés qui emploient la houille.

**2° Tourbe.** — La tourbe provient de l'accumulation de plantes marécageuses, qui naissent, croissent, périssent sur place et y subissent finalement une décomposition partielle, d'autant plus avancée, que la masse est enfouie à une profondeur plus grande au-dessous de l'amas en voie de formation. A la surface on distingue encore les fibres végétales ; c'est la tourbe *mousseuse* ou *légère*, de nuance jaune clair ; plus bas, elle passe au brun, augmente de densité et s'altère peu à peu ; enfin, la tourbe ancienne, fortement comprimée par l'amas supérieur, est une sorte de terreau brun-noir, où les plus grosses fibres végétales sont seules encore discernables. C'est la tourbe *compacte* ordinaire.

Les tourbes se forment sur les hauts plateaux humides à sol peu perméable, et dans le fond des vallées marécageuses à pentes faibles. Les premières sont plus estimées, parce qu'elles ne renferment guère plus de cendres que les végétaux d'où elles proviennent ; tandis que celles des bas-fonds sont d'autant plus souillées de matières terreuses que les vallées sont plus exposées aux inondations périodiques. Par ce motif, la pureté, la densité, le pouvoir calorifique, en un mot, la valeur des tourbes, varie beaucoup plus que celle des bois. La tourbe *mousseuse* sèche brûle rapidement, à la façon de la paille, avec une flamme longue et claire ; la tourbe *compacte* se consume d'autant plus lentement, et la flamme est d'autant moins vive, que la masse est plus dense et plus humide.

Au sortir du marécage, les briquettes de tourbe sont imprégnées d'eau comme une éponge ; bien souvent le poids et le volume se réduisent de plus de moitié par la simple exposition à l'air, sous des abris couverts, durant l'été ; malgré cela, ces briquettes sèches retiennent encore, pour le moins, 25 à 30 % d'eau, et habituellement 40 à 50. En cet état, la tourbe *mousseuse* pèse en moyenne 250 kilogrammes le mètre cube empilé, et la tourbe *compacte*, peu chargée de cendres, 350 à 400 kilogrammes. Pour leur enlever les dernières traces d'eau, il faut les

chauffer, comme les bois, jusqu'à 110° ou 120°. Ces tourbes, ainsi séchées, renferment, selon leur degré d'altération plus ou moins avancée,

Carbone . . . . .	65 à 58
Hydrogène . . . . .	5,5 à 6.
Oxygène, y compris 1 à	51,5 à 56
2 % d'azote . . . .	
	100

Le rapport de  $\frac{O + Az}{H}$  est compris entre 5 et 6.

La nature des cendres dépend de celle du terrain qui borde le marécage. Elles renferment presque toujours, outre les matières terreuses ordinaires, des sulfates et des phosphates de chaux et de fer, ce qui diminue la valeur du combustible dans les usines métallurgiques.

Par la distillation en vase clos, poussée jusqu'à 550°, la tourbe est transformée en charbon noir, comme le bois; mais sa consistance est moindre que celle du charbon de bois, et d'autant plus faible que la tourbe elle-même était moins compacte. Les produits de la distillation sont moins riches en acide pyroligneux que ceux du bois, ils renferment même un peu d'ammoniac.

Le pouvoir calorifique de la tourbe pure, tout à fait sèche, peut atteindre 5000 calories, mais celui de la tourbe ordinaire, à 25 ou 50 % d'eau et 6 à 8 % de cendres, ne dépasse guère 3000 calories.

La tourbe peut être employée, à l'état brut, dans les usines métallurgiques, pour les opérations qui n'exigent pas une chaleur très forte. On la transforme en tourbe *torréfiée*, *charbon de tourbe*, ou *gaz de tourbe*, lorsque la température doit être plus élevée.

**5° Lignites.** — On désigne sous le nom général de *lignites*, les combustibles minéraux des étages géologiques supérieurs, qui renferment encore 20 à 40 % d'oxygène, de sorte que le rapport de  $\frac{O + Az}{H}$  est généralement compris entre 6 et 4.

Le seul lignite dont le rapport soit différent est le *lignite riche en bitume*, voisin des pétroles, contenant 7 à 8 % d'hydrogène.

On peut distinguer quatre sortes de lignites :

Les *bois fossiles*, les *lignites terreux*, les *lignites proprement dits* et les *lignites gras*.

Les *bois fossiles*, comme leur nom l'indique, sont des bois anciens, dont la structure ligneuse s'est conservée, dans le sein de la terre, malgré l'altération partielle de la cellulose. A l'état naturel, le bois fossile contient beaucoup d'eau; aussi, exposé à l'air sec ordinaire, le voit-on se contracter, se fendiller et se diviser en menus fragments. Ce défaut rend son emploi difficile dans les arts, et sa valeur peu supérieure à celle des tourbes. La composition élémentaire et le pouvoir calorifique des deux combustibles sont identiques.

Le lignite *terreux* est une sorte de tourbe des temps anciens; on l'emploie comme terre d'*ombre*, ou, sous forme de cendres, pour l'amendement des terres, plutôt que comme combustible.

Le *lignite proprement dit*, ou *lignite sec*, est un combustible brun-noir foncé et



dur, à cassure conchoïdale, unie et terne. Il ne renferme jamais au delà de 5 à 10 pour 100 d'eau hygrométrique, et ne s'altère à l'air que par le fait des pyrites, ou du soufre natif, qu'il contient assez souvent. Par la distillation en vase clos, les lignites ne changent pas de forme, ni d'aspect, à part un léger fendillement; ils donnent finalement 40 à 50 pour 100 de charbon fixe et 15 de bitume.

La composition élémentaire peut être représentée par :

Carbone. . . . .	65 à 75
Hydrogène. . . . .	6 à 4
Oxygène et azote. . . . .	29 à 21
	<hr/> 100

Le pouvoir calorifique des lignites ordinaires, à 15 ou 20 pour 100 de cendres et d'eau, atteint au maximum 6000 calories, et plus souvent à peine 5000 à 5500 cal.

Les lignites peuvent être utilisés dans les usines comme les tourbes; ils y rendent de meilleurs services, à cause de la densité plus élevée du combustible minéral; le poids du mètre cube en morceaux est en moyenne de 650 à 700 kil.

En France, les *lignites* abondent surtout au pied des Alpes, dans les départements des Basses-Alpes, de Vaucluse et des Bouches-du-Rhône.

Le *lignite gras* est plus tendre et à cassure moins terne que le lignite ordinaire; l'éclat et la nuance noire se développent avec la proportion d'hydrogène. A la distillation, les fragments changent de forme et fondent; la proportion d'eau diminue, celle de bitume augmente, le charbon fixe reste compris entre 40 et 50 pour 100; il est boursoufflé comme une pierre ponce.

La composition élémentaire des lignites gras est représentée par les chiffres suivants :

Carbone. . . . .	70 à 80
Hydrogène. . . . .	6 à 8
Oxygène et azote. . . . .	24 à 12
	<hr/> 100

La valeur des lignites croît avec la proportion d'hydrogène. On les utilise dans les usines métallurgiques pour l'alimentation des gazogènes. Une partie des lignites des environs de Manosque, dans le département des Basses-Alpes, sont gras et utilisés dans les usines à cuivre et à fer des départements voisins.

Le pouvoir calorifique des lignites *gras* est plus élevé que celui des lignites ordinaires; il dépasse 7000 calories lorsque le combustible est privé de cendres, et atteint 6000 à 6500 à l'état ordinaire.

4° **Houilles.** — Sous le nom de *houilles* on comprend les nombreux combustibles minéraux des terrains secondaires et primaires, dont le charbon *fixe*, obtenu par carbonisation rapide en vase clos, est plus ou moins *fondue*, ou tout au moins *fritté*. Ces combustibles forment une longue série continue, partant des lignites ordinaires pour aboutir aux anthracites. Les houilles, voisines des lignites, sont, comme ces derniers, riches en oxygène et, par ce motif, à peine assez *grasses* pour laisser du *coke* légèrement fritté. Les houilles, voisines des anthracites, redeviennent maigres par défaut d'hydrogène. Entre les deux extrêmes sont les nombreuses houilles *grasses*, toutes pauvres en oxygène et riches en hydrogène. Quoique la

série soit réellement *continue* et le passage des lignites *secs* aux anthracites *maigres* en quelque sorte insensible, on peut néanmoins distinguer cinq types, bien caractérisés, qui se reconnaissent surtout par la proportion et l'aspect du charbon fixe.

A proportion égale de cendres, les houilles sont en général d'autant plus dures, moins noires et moins denses qu'elles se rapprochent davantage des lignites. Les densités extrêmes des houilles pures sont 1,25 et 1,35. Les poids du mètre cube, en morceaux, de 750 et 850 kil. Leur éclat croît et décroît avec l'élément bitumineux. Il est maximum lorsque les houilles sont éminemment *grasses*, faible lorsque le combustible devient *maigre* comme les anthracites, plus faible encore lorsqu'il passe aux lignites *secs*. Le pouvoir calorifique varie à peu près comme la proportion de charbon fixe. Les caractères essentiels des cinq types sont résumés dans le tableau suivant :

NOM. des cinq types de houille.	Proportion de charbon fixe (coke) p. 100 de houille pure.	ASPECT et nature du coke.	COMPOSITION ÉLÉMENTAIRE			POUVOIR calorifique en calories	POUVOIR calorifique en eau à 0° vaporisée à 112°
			Carbone.	Hydrogène.	Oxygène et azote.		
Houilles <i>sèches</i> à longue flamme.....	55 à 60	Pulvérulent, ou plutôt légèrement fritté...	75 à 80	5,5 à 4,5	19,5 à 15,5	8000 à 8500	6 <sup>k</sup> ,70 à 7 <sup>k</sup> ,50
Houilles <i>grasses</i> à longue flamme (charbons à gaz).....	60 à 68	Coke fondu, poreux et friable.	80 à 85	5,8 à 5	14,2 à 10	8500 à 8800	7 <sup>k</sup> ,60 à 8 <sup>k</sup> ,50
Houilles <i>grasses</i> <i>maréchales</i> (charbons de forge).....	68 à 74	Coke fondu, semi-compact...	84 à 89	5 à 5,5	11, à 5,5	8800 à 9500	8 <sup>k</sup> ,40 à 9 <sup>k</sup> ,20
Houilles <i>grasses</i> à courte flamme (charbons à coke).....	74 à 82	Coke fondu compact et tenace..	88 à 91	5,5 à 4,5	0,5 à 4,5	9500 à 9600	9 <sup>k</sup> ,20 à 10 <sup>k</sup> ,
Houilles <i>maigres</i> , anthraciteuses.....	82 à 90	Fritté ou partiellement pulvérulent.....	90 à 95	4,5 à 4	5,5 à 5.	9200 à 9500	9 <sup>k</sup> ,00. à 9 <sup>k</sup> ,50

Passons rapidement en revue ces divers types.

Les houilles *sèches*, comme leur nom l'indique, se rattachent aux lignites *secs*. Comme ces derniers, elles sont dures, sonores au choc, donnant du coke à peine fritté. Elles brûlent rapidement avec flamme longue, fuligineuse; peuvent donner promptement un coup de feu, mais durent peu au feu, et dégagent en réalité peu de chaleur. Les produits de la combustion renferment beaucoup de vapeur d'eau et sont, par ce motif, assez oxydants. Elles conviennent néanmoins pour le chauffage des chaudières et des fours à reverbère de grillage. Rares en France,

elles abondent dans les parties hautes des bassins houillers de Saarbrück, de la haute Silésie, du Derbyshire et de l'Écosse.

Les houilles *grasses à longue flamme*, ou *charbons à gaz* sont surtout employées dans les gazogènes des usines métallurgiques et pour la fabrication du gaz d'éclairage. Elles sont moins dures, plus noires, et ont plus d'éclat que les houilles sèches, mais brûlent encore rapidement avec flamme longue fuligineuse. Elles peuvent donc servir, et mieux que les précédentes, pour les coups de feu rapides et vifs. Le menu donne du coke aggloméré, bien fondu, mais il est poreux, friable et en proportion faible, de sorte qu'il ne faut avoir recours à ce charbon, lorsqu'on veut fabriquer du coke, que là où les houilles, peu riches en éléments volatils, sont entièrement défaut. Ces houilles se rencontrent dans les parties hautes de nos bassins houillers français et caractérisent surtout les environs de Newcastle en Angleterre.

Les houilles *grasses maréchales*, ou *charbons de forge*, fondent au feu comme les charbons à gaz, mais dégagent moins d'éléments volatils. On peut cependant les employer, à défaut des types voisins, pour le gaz ou le coke, mais ils conviennent surtout pour les feux de forge; ils donnent, en effet, moins de gaz que le deuxième type, moins de charbon fixe et du coke plus friable que le quatrième type. Ces charbons brûlent facilement, mais pourtant plus lentement que les deux classes précédentes et produisent moins de fumée. Ils abondent dans les bassins du Nord, de la Westphalie et de Saint-Étienne.

Les houilles *grasses à courte flamme* sont tendres, brûlent lentement et sans fumée abondante; elles laissent une proportion élevée de coke dense, dur, peu friable, et sont, par ce motif, particulièrement recherchées pour la fabrication du coke. Quoique peu riches en éléments volatils, elles gonflent au feu et donnent du coke dont le volume dépasse sensiblement celui de la houille. Les charbons à coke appartiennent en général aux parties inférieures des terrains houillers.

Les houilles *maigres* rattachent les houilles grasses à courte flamme aux anthracites. Le coke est fritté; l'hydrogène n'est plus en proportion assez forte pour opérer la fusion complète de la masse. Ces charbons brûlent difficilement et presque sans flamme, ni fumée. On les emploie surtout pour les agglomérés, les gazogènes, la cuisson de la brique et de la chaux. Elles appartiennent, comme les précédentes, aux couches profondes des bassins houillers.

5° **Anthracites.** — Les anthracites sont des houilles extramaigres; la calcination ne donne pas trace de bitume; elle fournit à peine 8 à 10 pour 100 de gaz riche en hydrogène, et un résidu non fritté de 90 à 92 pour 100. La couleur est d'un noir pur, et l'éclat plutôt métallique que gras. La densité des anthracites purs est de 1,40, et le poids du mètre cube en morceaux de 850 à 900 kilogrammes. L'anthracite est tantôt dur et compacte, tantôt friable ou schisteuse. A cause de sa compacité, elle s'enflamme difficilement, exige pour cela la chaleur rouge, et brûle lentement; au feu, l'anthracite décrépite plus ou moins et se divise en petits fragments, ce qui rend sa combustion encore plus difficile. Lorsque ce défaut n'est pas très prononcé on peut néanmoins l'employer, dans les hauts-fourneaux, comme une sorte de coke naturel. Elle brûle aussi sur une grille, pourvu que l'épaisseur de la couche combustible atteigne 0<sup>m</sup>,20 à 0<sup>m</sup>,25. On peut l'utiliser également dans

les gazogènes et pour la cuisson de la chaux et des briques. Pour pouvoir l'agglomérer en briquettes, il faut y mêler de la houille grasse.

Sa composition élémentaire peut être représentée par :

Carbone. . . . .	95 à 95	} rapport $\frac{O + Az}{H} = 1 \text{ à } 0,75$
Hydrogène. . . . .	4 à 2	
Oxygène et azote . . . .	5	
<hr/>		100

L'anhracite compacte se rencontre, en France, dans le département de l'Isère; l'anhracite friable, dans les Hautes-Alpes, la Haute-Savoie, la Sarthe, le Roannais, etc. L'anhracite abonde d'ailleurs, auprès de Swansea dans le pays de Galles et dans les montagnes bleues de la Pensylvanie.

**6° Pétroles et roches à pétroles.** — Je cite ces combustibles pour mémoire seulement, parce que le prix élevé en rend l'emploi impossible dans les usines métallurgiques, sauf aux États-Unis, et même là seulement d'une façon exceptionnelle. Les pétroles proprement dits sont caractérisés par une forte proportion d'hydrogène et une dose très faible d'oxygène. A part 1 à 5 pour 100 de ce dernier élément, ils se rapprochent beaucoup du gaz oléfant, contenant 15 à 15 pour 100 d'hydrogène contre 85 à 82 de carbone; leur pouvoir calorifique est de 10 000 cal. Par contre, les pétroles *solides*, le bitume naturel, l'*ozokérite*, renferment 2 à 10 pour 100 d'oxygène et 11 à 8 pour 100 d'hydrogène; leur pouvoir calorifique descend à 9000 cal. Enfin les schistes bitumineux sont des pétroles solides à fortes doses de cendres. On ne peut les employer comme combustibles.

## COMBUSTIBLES PRÉPARÉS.

**1° Agglomérés de houille et de tourbe.** — À cause de leur état physique, certains combustibles naturels sont d'un emploi difficile ou onéreux. Les tourbes mousseuses occupent trop de volume, les lignites terreux et les houilles menues se tassent, ou passent au travers des grilles. On remédie à ces inconvénients par la compression, le moulage ou l'agglomération. La compression suffit pour les tourbes mousseuses; le moulage, avec ou sans compression, s'applique aux tourbes menues et aux lignites terreux. Les houilles menues, sèches ou maigres, ne peuvent être agglomérées qu'à l'aide d'un ciment; la compression seule ne suffit pas. Pour ne pas diminuer le pouvoir calorifique de ces houilles, on se sert en général d'un ciment combustible, fluide à 100°, solide à froid, sorte de bitume artificiel, le *brai*, provenant de la concentration du goudron de houille. On malaxe à chaud le combustible menu avec 6 à 7 pour 100 de brai, gras ou sec, puis on moule et comprime le mélange pâteux, à l'aide de machines diverses. On obtient ainsi des briquettes solides, cylindriques, ou parallélépipédiques, du poids de 1 à 5 ou 10 kilogrammes, dont la combustion est plus facile à régler que celle du menu. Enfin, lorsque la menue houille, ou la

tourbe, est terreuse, on l'épure par lavage avant de la transformer en briquettes solides. Cette double préparation augmente le prix du combustible de 6 à 12 francs par tonne, ce qui restreint son emploi dans les usines. On s'en sert surtout pour le chauffage des locomotives. On peut consulter au sujet de la préparation des agglomérés, deux mémoires, l'un inséré dans les *Annales des Mines* de 1864 (t. VI, p. 149), l'autre dans la *Revue de Liège* de 1870 (t. XXVII, p. 1). Disons, en terminant, que les agglomérés d'une bonne houille lavée ont, en général, un pouvoir calorifique un peu plus élevé que celui de la houille en morceaux de même origine.

**2° Combustibles torréfiés.** — Les combustibles fortement chargés d'eau, comme le bois et la tourbe, ont un pouvoir calorifique trop peu élevé pour les opérations métallurgiques qui exigent une chaleur intense, ou une action réductrice énergique. On ne peut les employer, par ce motif, dans les hauts-fourneaux à fer; il faut les *torréfier* au préalable. C'est ce que l'on fit, il y a quarante ans, dans les Ardennes, la Franche-Comté, la Carinthie, etc. En soumettant ces combustibles, en vases clos, à une température de 200° à 250°, on en chasse non seulement l'eau, mais encore une partie des éléments volatils. On obtient ainsi, selon la température, du bois *torréfié*, ou du charbon *roux*, dont le pouvoir calorifique est d'autant plus voisin de 7000 à 7500 cal. que l'oxygène restant est en proportion moindre. Ces opérations, pratiquées l'espace de dix à quinze années, ne sont plus aujourd'hui qu'un lointain souvenir à cause du prix croissant des bois. Il me paraît donc inutile de m'y arrêter plus longtemps.

**5° Combustibles carbonisés.** — Lorsque l'oxygène abonde dans les combustibles naturels leur pouvoir calorifique est peu élevé. On les améliore, je viens de le dire, en les torréfiant. Mais la torréfaction ne suffit pas toujours; il faut chasser entièrement l'oxygène de la cellulose, c'est-à-dire *carboniser* le bois ou la tourbe, pour avoir du *charbon noir*, dont le pouvoir calorifique atteint 8000 calories. Ainsi le but de la carbonisation du bois, de la tourbe, du bois fossile, et de certains lignites et houilles sèches à longue flamme est d'obtenir un résidu charbonneux pouvant non seulement développer une température plus élevée que le combustible naturel, mais encore une réaction réductrice plus énergique.

D'autre part, la houille *grasse* a l'inconvénient de fondre dans les fours à cuve, et de gêner, par l'agglutination, la circulation des gaz. Il faut donc aussi carboniser les houilles *grasses*, non pas, il est vrai, pour relever leur pouvoir calorifique, mais pour avoir un combustible solide qui ne fonde pas au feu. Étudions donc rapidement les produits de ces deux modes divers de carbonisation et les procédés auxquels on a recours pour les obtenir.

**Carbonisation du bois.** — On peut carboniser le bois en *vase clos*, ou en *meules*.

On se sert de vases clos, de *cylindres en tôle de fer*, lorsqu'on veut recueillir les produits de la distillation, l'acide acétique, l'esprit de bois et le goudron. On opère en *meules*, lorsqu'il s'agit d'obtenir du charbon métallurgique. Ce dernier mode de fabrication nous occupera seul ici. Il a l'avantage de n'exiger aucun appareil à demeure, de pouvoir fonctionner en forêt, ce qui permet de remplacer

le transport des rondins et bûches par le transport du charbon, cinq à six fois moins onéreux que celui du bois.

On peut carboniser indifféremment toutes les essences, mais le charbon participe des propriétés du bois. Le bois dur donne du charbon dur, les bois tendres du charbon tendre.

En pays de montagnes, dans les Vosges et les Alpes, ainsi que dans le Nord, on carbonise surtout les bois résineux; dans nos climats tempérés, en France, les bois feuillus, durs et tendres. Les premiers sont abattus à l'âge de 50 à 60 ans, et mis en meules à l'état de rondins; les bois feuillus sont coupés en taillis, par périodes de 20 à 25 ans. Ceux-ci, abattus en hiver, sont carbonisés dès l'été suivant; les rondins résineux sont plutôt conservés un an à dix-huit mois, pour avoir moins d'eau à vaporiser au moment de la carbonisation.

Les aires de carbonisation doivent être préparées sur terrain plat, non marécageux et moyennement perméable à l'air. Un sol froid, humide, imperméable, rendrait la carbonisation impossible; un sol sablonneux et léger laisserait passer trop d'air, ce qui réduirait le charbon en braise. Dans le premier cas, on remédie au mal, en couvrant l'aire de rondins jointifs, puis de bruyères, ou de charbon menu d'une opération précédente; dans le second, on étend sur le sol une couche de terre plus grasse, faiblement damée.

Les meules sont à base circulaire de 5 à 8 mètres de diamètre, et reçoivent respectivement 50 à 100 stères de bois. On ne se sert de meules plus grandes que là où le transport des rondins s'opère, à peu de frais, par flottage. Ainsi à Audincourt sur le Doubs, et surtout en Styrie, où les meules tiennent jusqu'à 500 ou 600 stères, avec 15 à 20 mètres de diamètre.

Au centre de la meule on fixe en terre une sorte de mât, de 5 mètres de hauteur, dans le cas de meules ordinaires; ou trois perches, reliées entre elles par des cerceaux en osier, lorsque la hauteur des meules est de 4 à 5 mètres. Le mât unique et les trois perches servent d'appui aux rondins que l'on dresse régulièrement à l'entour en nappes concentriques. Les perches forment cheminée, et il en est de même du mât unique, retiré du centre, lorsque la meule est achevée. Selon la grandeur de la meule et la longueur des rondins, on empile le bois sur deux ou trois étages. Les étages inférieurs forment un tronc de cône à pente raide, le plus élevé une sorte de dôme plus ou moins surbaissé. On place les plus gros rondins à l'intérieur, le menu bois à l'extérieur, en ayant soin de laisser entre les bûches aussi peu de vides que possible.

Lorsque le taillis est menu et plus ou moins contourné, on l'empile à plat au lieu de le dresser verticalement; on distingue ainsi, d'après les deux modes d'arrangement, les meules *droites* et les meules *couchées*. On rencontre même des meules *mixtes*, avec bûches *droites* à l'intérieur, et menues branches *couchées* à l'extérieur. Autant que possible il faut carboniser séparément les essences dures et tendres. Si cela ne peut se faire, il convient de placer le bois dur au centre, le bois tendre vers la circonférence.

Le bois étant rangé, il faut *couvrir* la meule, pour éviter le contact de l'air et surtout l'action des vents. La meilleure couverture est le menu charbon, dit *fraisil*, d'une opération précédente; mais, lorsqu'il fait défaut, on le remplace par de la bruyère, de la mousse, ou des mottes de gazon, dont le chevelu est tourné du côté

du bois ; après quoi, on couvre l'extérieur d'une couche de terre argilo-sableuse de 0<sup>m</sup>,10 à 0<sup>m</sup>,15 d'épaisseur. En cas de fraïsil, il faut même aller jusqu'à 0<sup>m</sup>,20 ou 0<sup>m</sup>,30. En tout cas, du moins à l'origine, on lui donne plus d'épaisseur à la base que vers le sommet ; mais plus tard, pour gêner la combustion, on augmente l'épaisseur de la partie haute de la couverture. On appuie aussi, dans certains cas, le bas de la couverture sur un cordon de fascines, rangées sur le sol à l'entour de la meule, cordon qui, du reste, doit être lui-même caché sous une enveloppe de terre.

Dès que la meule est dressée et couverte, on retire le mât central et remplit la cheminée, qui en résulte, de copeaux de bois sec, ou de charbon imparfaitement cuit (*fumerons*) d'une opération précédente. Cela fait, on met le feu aux fumerons, ou copeaux, du haut de la cheminée ; puis on couvre celle-ci à son tour graduellement, afin d'éviter une combustion trop active. A ce moment on perce, dans le bas de la meule, une rangée d'*ouverts*, au travers de la couverture, en vue de régler l'entrée de l'air, et au-dessus, dans le dôme, une série d'*événets* pour la sortie des produits gazeux de la carbonisation. Il y a donc appel d'air extérieur par le bas, sortie de gaz et de vapeurs chauds par le haut.

La chaleur, développée dans la cheminée par la combustion des fumerons et des copeaux, opère la distillation des rondins voisins. La meule entière se remplit donc, vers le haut surtout, de gaz incomplètement brûlés. Ceux-ci forment des mélanges détonnants avec l'air qui occupe à l'origine les interstices des rondins. Aussi se produit-il quelquefois, à ce moment, de violentes explosions, appelées *poussées*, qui projettent au loin une partie de la couverture. Il faut donc, à l'origine, une surveillance active, car il importe de rétablir aussitôt la couverture endommagée. Ces explosions surviennent spécialement dans le cas d'une inflammation rapide, dûe aux bois trop menus et trop secs. Lorsque le bois est humide, les explosions sont peu à craindre, parce que la vapeur d'eau abonde alors et rend le mélange peu combustible. Plus tard aussi, elles ne surviennent plus, parce que l'arrivée de l'air extérieur est réglée de façon à ne jamais être en excès. L'air, d'ailleurs, afflue par le bas, tandis que les produits chauds de la distillation sortent par le haut de la meule ; il n'y a donc plus mélange. A l'origine aussi, la couverture et les bois extérieurs de la meule sont encore froids, de sorte que la vapeur d'eau s'y condense abondamment. C'est la période de la *sueur*. Plus tard la température croît à la surface comme au centre, de sorte que l'eau est finalement expulsée.

La combustion se propage graduellement du centre vers la circonférence, en sens inverse de l'arrivée de l'air ; et, comme le feu tend toujours à monter, c'est dans le haut surtout que l'opération marche rapidement. Aussi lorsque, au bout d'un certain temps, un ou deux jours par exemple, on ouvre une meule pour constater les progrès du feu, — opération que fit Ebelmen lorsqu'il étudia la carbonisation du bois en meules, — on reconnaît, au milieu de la meule, un cône renversé de charbon cuit, tandis qu'à l'entour le bois est intact, sauf au voisinage même de la surface de contact des deux massifs, où le bois subit la carbonisation. Ce qui importe à ce moment, c'est d'éviter la combustion du charbon cuit. Il faut donc renforcer et comprimer la couverture de la zone *aAb*, et percer des événements tout le long du cercle *ab*.

Il faut, en un mot, que la vapeur d'eau et l'acide carbonique puissent s'écouler par ces événements sans passer au travers du charbon cuit, qui serait brûlé par ces deux

gaz. Mais, à mesure que l'opération avance, le cône *a b* s'abaisse, le cône renversé s'évase, et se transforme en un tronc de cône dont les deux bases vont

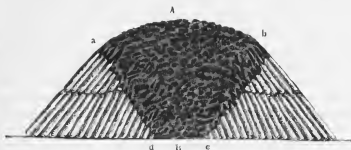


Fig. 1.

grandissant. On ferme alors les événements anciens, on en perce une nouvelle série à un niveau inférieur et renforce la couverture supérieure, qu'il faut constamment réparer, avec beaucoup de soins, à mesure qu'elle s'affaisse et se fissure par la contraction qu'éprouve le bois du fait de la carbonisation.

Le moment où de nouveaux événements peuvent être percés est indiqué par la nature des vapeurs et gaz qui s'échappent des événements anciens. A l'origine, ces vapeurs sont opaques, abondantes, blanches ou jaunes; c'est un mélange de vapeur d'eau acide et de goudron. A mesure que la carbonisation s'achève, les fumées s'éclaircissent et finissent par devenir légères et bleuâtres; les vapeurs, provenant de la distillation proprement dite, tendent à disparaître.

Les fumées opaques ont donné à Ebelmen 1 gramme d'eau et de goudron par litre de gaz, les fumées légères 0 gr. 50.

Le gaz lui-même ne renferme jamais d'oxygène libre. Ebelmen y a trouvé :

CO <sup>2</sup> . . . . .	25 à 28
CO . . . . .	5 à 9
H . . . . .	5 à 14
Az. . . . .	67 à 49
	<hr/>
	100

La température des gaz et des vapeurs, à la sortie des événements, atteint 200 à 250° C. On voit que ces gaz, quoique partiellement brûlés, sont encore combustibles, mais la température est trop faible pour qu'ils puissent s'enflammer à l'air froid, en quittant la meule. Ebelmen a même admis que ces produits de la distillation arrivaient intacts au dehors, que c'était le charbon *solide*, et non les gaz et les vapeurs de la distillation, qui brûlait dans la meule et y produisait la chaleur nécessaire à la carbonisation. C'est une erreur, puisqu'à l'origine, où l'abondance de la vapeur d'eau rend la combustion plus difficile, le mélange détonant s'enflamme pourtant assez souvent. D'autre part, si le charbon ne brûlait pas partiellement, la carbonisation en meules, donnerait autant de charbon que les vases clos, ce qui n'est pas. Cependant, la différence des rendements ne dépasse pas trois unités, lorsque l'opération est convenablement dirigée, environ 25 au lieu de 26 pour 100 dans le cas de bois résineux en rondins. En réalité, la chaleur provient à la fois de la



combustion partielle des produits volatils et de celle du charbon fixe. L'air, qui afflue du bas de la meule vers le cône tronqué intérieur, y entretient la combustion, en brûlant simultanément une partie des composés volatils et quelques centièmes du résidu fixe.

Elbelmen s'est trompé, parce qu'il n'a tenu compte dans ses calculs que des gaz, sans se préoccuper du goudron et de l'esprit de bois en vapeurs, qui brûlent aussi en partie dans les meules.

Lorsqu'on a refermé les événements de la dernière rangée, à peu de distance du sol, on bouche et couvre les ouvreaux de la base, pour arrêter définitivement l'entrée de l'air. L'opération est alors terminée; le bois est transformé en charbon noir dans toutes les parties de la meule. On renforce et répare de nouveau la couverture pour intercepter tout afflux d'air et refroidir la meule, dont le volume est alors réduit de moitié. Vingt-quatre heures après, dans le cas des meules ordinaires de 50 à 100 stères, la température s'est assez abaissée pour pouvoir commencer le défournement. On découvre le haut de la meule par secteurs d'une faible largeur, enlève le charbon avec des râtaux, et recouvre aussitôt la partie mise à nu pour que le feu n'y renaisse pas. Quand on a rejoint le point de départ, par la succession des secteurs enlevés, on suspend le défournement jusqu'au lendemain et le continue, de la même manière, plusieurs jours de suite.

Il se passe 7 à 12 jours, depuis la mise en feu jusqu'au défournement, pour une meule de 50 à 100 stères; 6 à 8 semaines pour des meules de 500 à 600 stères. Au poids, le rendement maximum est de 22 à 25 pour 100 dans le cas de rondins résineux convenablement séchés à l'air, et de 15 à 18 pour 100 lorsqu'on carbonise, comme en France, des taillis de bois vert feuillu. Au volume, le rendement est, dans ce dernier cas, de 50 à 55 pour 100; il atteint 50 pour 100 pour le bois en rondins, et même 60 à 70 pour 100, lorsqu'on carbonise le bois résineux en gros rondins de 0<sup>m</sup>,25 à 0<sup>m</sup>,50 de diamètre.

Ajoutons enfin qu'un stère de bois taillis ne donne pas au delà 55 à 60 kilogrammes de charbon; le bois résineux en fournit 80 kilogrammes, et les rondins de bois dur sec au maximum 100 kilogrammes.

Le charbon ainsi préparé est sonore, d'un noir pur, même brillant dans les cassures transversales et tachant peu les doigts. Lorsqu'il est incomplètement enit, à l'état de *fumerons*, ce qui arrive vers la base de la meule, il est brun, peu cassant, peu sonore et brûle encore avec flamme blanche, à l'inverse du charbon noir. Dans les deux cas, la structure fibreuse du bois s'est conservée intacte. Enfin lorsque le charbon, par suite de la mauvaise conduite de l'opération, est resté exposé dans la meule à l'action prolongée de la vapeur d'eau ou de l'acide carbonique, il perd son éclat et sa solidité, tache les doigts et passe à l'état de *braise*.

Le charbon noir contient encore environ 10 pour 100 d'éléments volatils, et même souvent 15 à 20 pour 100, parce qu'il absorbe rapidement 6 à 7 pour 100 d'eau et condense de l'air dans ses pores.

La densité des charbons varie avec celle des bois.

Le charbon du sapin blanc pèse. . . . . 125 à 140 kil. le mètre cube.

Le charbon du pin sylvestre et du sapin rouge. . . 140 à 180 —

Le charbon des bois blancs tendres. . . . . 140 à 200 —

Le charbon des bois durs feuillus. . . . . 200 à 240 —

Les chiffres de la première colonne correspondent aux bois venus rapidement, ceux de la seconde aux bois des terres chaudes et sèches.

Les frais de carbonisation se composent, par stère de bois, de :

Abatage, ébranchage, cordage. . . . .	0 <sup>r</sup> ,50
Dressage de la meule et carbonisation. . . . .	0 <sup>r</sup> ,25 à 0 <sup>r</sup> ,50
Transport de la coupe à la meule (selon les accidents du sol). . . . .	0 <sup>r</sup> ,25 à 0 <sup>r</sup> ,45
Total par stère de bois, ou par 60 à 80 kil. de charbon . . . . .	1 <sup>r</sup> ,00 à 1 <sup>r</sup> ,25
Ce qui fait, en moyenne, par tonne de charbon. . . . .	14 à 18 francs.

En y ajoutant la valeur même du bois sur pied, qui est rarement au-dessous de 2<sup>r</sup>,80 par stère de bois à charbon, on trouve, pour le prix de la tonne de charbon en France, au minimum, 50 à 60 francs, et, dans certaines régions, 100 à 120 francs.

C'est ce prix si élevé qui, en général, ne permet plus son emploi dans les usines métallurgiques en France.

Le charbon *roux* serait d'un prix moins élevé, tout en ayant un pouvoir calorifique peu inférieur; il y aurait donc quelque avantage à arrêter l'opération à ce degré d'imparfaite carbonisation. Malheureusement, à moins d'opérer en vases clos, ce qui est coûteux, on ne peut obtenir un produit constant. A la suite d'essais nombreux, on dut renoncer, il y a trente-cinq ans, à la fabrication du charbon roux en forêt. Je puis donc me dispenser d'en parler.

Je ne dirai également que peu de mots d'un autre mode de carbonisation, usité en Suède et dans certaines parties des Alpes, la carbonisation en *meules rectangulaires couchées*. On dispose les rondins parallèlement au petit côté horizontal du rectangle, tandis que le grand axe correspond à la ligne de plus grande pente d'un sol légèrement incliné. A l'extrémité inférieure, le tas n'a que 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,60 de hauteur, à l'extrémité supérieure 4 à 5 mètres. Le tas est couvert, comme à l'ordinaire. Le feu est mis à l'extrémité inférieure du tas, et se propage de bas en haut. A cet effet, on perce successivement les ouvreaux à la base et les événements à peu de distance de la face supérieure, en progressant le long de la pente du sol. Cette méthode permet l'enlèvement graduel du charbon et facilite la formation de charbons faiblement cuits.

**Carbonisation de la tourbe.** — On carbonise la tourbe par le même motif et par les mêmes procédés que le bois. On se sert de *meules* et de *vases clos*. Les meules de 6000 briquettes, cubant 35 à 40 mètres cubes, ont 6 mètres de diamètre et 1<sup>m</sup>,50 de hauteur. La carbonisation est conduite de la même façon que celle d'une meule de bois. L'opération dure quatre à cinq jours; le rendement est de 35 à 50 pour 100 au volume, de 25 à 50 pour 100 au poids; les frais de carbonisation de 5 francs par tonne. Le charbon de tourbe est noir, friable, riche en cendres; il pèse 250 à 500 kil. par mètre cube. On l'utilise en Allemagne, mêlé au coke ou au charbon de bois, dans quelques hauts fourneaux à fer; mais son emploi est peu utile, à cause de l'abondance et de l'impureté des cendres et de la friabilité du charbon.

**Carbonisation de la houille.** — On carbonise la houille en *morceaux* lorsqu'elle est *sèche* ou *maigre*, et la houille *menue* lorsqu'elle est *grasse*.

La carbonisation des houilles *sèches* ou *maigres* a pour but la production d'un combustible à pouvoir calorifique plus élevé et d'une teneur moindre en soufre. Cette opération tend à disparaître, et n'est plus employée qu'en Angleterre dans de rares usines. L'air surchauffé remédie aux inconvénients des éléments volatils, et le soufre est enlevé, d'une façon plus complète, par l'emploi d'un excès de calcaire dans les hauts fourneaux (1).

**Carbonisation de la houille en meules.** — L'opération se fait en *meules*, à la façon des briquettes de tourbes, avec cette différence pourtant qu'au centre de la meule on élève une petite tourelle en briques à jour, qui permet de mieux régler le courant gazeux, et alors, au lieu de meules rondes, on se sert souvent de longues meules rectangulaires, pourvues d'une série de tourelles, placées à 4 ou 5 mètres d'intervalle, le long du grand axe du rectangle. Les meules ont 5 à 4 mètres de largeur sur 1<sup>m</sup>,25 de hauteur. Les plus gros blocs de houille sont placés à l'intérieur, les plus petits à l'extérieur, par rangées parallèles. On couvre plus ou moins le tout de menue houille ou de menu coke, en forme de toit semi-cylindrique, et on réserve seulement quelques ouvreaux sur le sol le long des grands côtés du rectangle. On met le feu au tas à l'une de ses extrémités, en remplissant les cheminées de copeaux de bois enflammés, que l'on couvre de fragments de houille vers le haut; puis, quand le feu s'est propagé au dehors, on couvre le haut de la cheminée à l'aide d'une grosse brique, ou d'une plaque en fonte, et on règle l'accès de l'air, par les ouvreaux inférieurs, d'après la vivacité de la flamme. On bouche les ouvreaux et renforce la couverture lorsque la disparition de la flamme annonce le départ des éléments volatils. Il faut en général un jour et demi à deux jours pour une opération. On tire le coke, lorsque la masse est partiellement refroidie. Le rendement est de 15 à 20 pour 100 plus faible qu'en vase clos, et le coke de qualité inégale. C'est, au fond, un procédé barbare, qui tend à disparaître, car les houilles sèches ou maigres peuvent être employées à l'état brut dans les hauts fourneaux, et le menu des houilles grasses donne du coke plus solide et plus homogène, à un prix généralement plus faible.

Dans cette opération, le prix de la main-d'œuvre et des outils est de 4<sup>r</sup>,25 par tonne de coke produit.

La carbonisation du gras en meules avait conduit à essayer aussi la carbonisation du *menu gras* en tas ou meules. Ce procédé, qui prit naissance à Saint-Étienne vers 1825, est abandonné depuis quarante ans, à cause de la nature peu homogène du produit et du faible rendement obtenu. Les fourneaux sont aujourd'hui préférés pour la fabrication du coke. Les meules étaient rondes ou rectangulaires; on damait la houille humide dans des châssis à la façon du pisé; on y réservait des galeries horizontales et des cheminées verticales à l'aide de mandrins en bois; c'étaient les conduits pour l'air et la fumée. Mais on comprend, sans peine, combien la marche de l'opération devait être difficile à conduire, dans les temps surtout où

1. Dans la carbonisation, la pyrite est transformée en protosulfure, et une partie du soufre est en outre éliminée par combustion.

l'atmosphère se trouvait agitée par des vents. Aussi le rendement était-il faible et les produits de qualité inférieure et inégale.

**Carbonisation de la houille grasse menue en fours.** — En se servant de fours, on peut carboniser la houille suivant deux méthodes : développer la chaleur dans le four lui-même, ou chauffer les parois à l'aide de earneaux, ce qui permet d'opérer en vases clos. La première méthode est la plus simple et la première en date, mais ne peut s'appliquer aux houilles grasses *limites*. La seconde exige des fours plus coûteux et plus compliqués, mais donne un rendement plus élevé et convient à toutes les houilles grasses sans exception.

**1° Fours sans parois chauffées.** — Occupons-nous d'abord de la première méthode, en observant toutefois dès maintenant qu'elle tend à disparaître à cause du moindre rendement. Les fourneaux employés sont de formes diverses, mais ressemblent tous aux fours dans lesquels on cuit le pain ; de là le nom de *fours de boulanger* par lequel on les désigne en France. Ils se composent, en effet, comme ces derniers, d'une sole plane, surmontée d'une voûte, et pourvue dans la face antérieure d'une large ouverture, au niveau de la sole, servant pour la sortie du coke, et autrefois aussi pour le chargement de la houille ; mais celle-ci est aujourd'hui introduite par un ou deux trous ronds, percés dans la voûte du four. La section horizontale est, en général, ovale, ou plutôt pyriforme. Le grand axe de l'aire passe par le milieu de la porte, et le renflement, en forme de poire, se développe vers l'extrémité opposée.

En Angleterre, on adopte plutôt la forme rectangulaire, qui facilite le défournement.

Les dimensions dépendent de la charge. A l'origine les fours n'avaient guère plus de 1<sup>m</sup>,80 à 2 mètres suivant les axes, et 1 mètre de hauteur. Aujourd'hui on adopte 3 à 4 mètres, et des hauteurs sous clef de 1<sup>m</sup>,60 à 1<sup>m</sup>,80, ce qui permet de charger par opération huit à dix tonnes de houille menue. L'ouverture de déchargement a 0<sup>m</sup>,70 à 0<sup>m</sup>,80 de largeur sur 0<sup>m</sup>,75 à 0<sup>m</sup>,90 de hauteur. On la ferme à l'aide d'un cadre en fonte, garni intérieurement de briques, et suspendu à un levier à contre-pieds ou, plus simplement, clos au moyen d'un mur provisoire en briques de champ. La sole du four, moins exposée à la chaleur que le reste du four, peut être établie en bonnes briques rouges, les pieds-droits et la voûte sont en briques réfractaires. Les fours, réunis en grand nombre en un massif unique de maçonnerie ordinaire, sont en général adossés contre un terre-plein, placé au niveau de la voûte du four, ce qui permet d'amener la houille, par brouettes ou wagonnets, aux ouvreaux de chargement.

Dans un four de hauteur donnée on peut charger plus ou moins de houille, selon la durée de chaque opération. Si l'on veut carboniser vite, en vingt-quatre heures par exemple, la couche de houille menue ne doit pas dépasser 0<sup>m</sup>,55 à 0<sup>m</sup>,40 ; pour quarante-huit heures la hauteur de charge est de 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,60 ; pour trois jours 0<sup>m</sup>,70, pour quatre jours 0<sup>m</sup>,85, pour cinq jours 0<sup>m</sup>,90 à 1 mètre. On voit par là qu'une charge faible augmente la production ; seulement, comme nous le verrons, c'est aux dépens de la qualité et du rendement. Nous pouvons ajouter aussi que les houilles à longue flamme carbonisent plus vite, ou en charges plus fortes, dans le même temps, que les houilles à courte flamme.

L'opération est des plus simples; il s'agit d'opérer la distillation par la combustion des produits de cette distillation même. A cet effet, il faut commencer par le chauffage graduel du four. On allume un feu de bois au milieu de la sole, et on y ajoute progressivement des morceaux de houille, jusqu'à ce que la voûte soit bien incandescente. On retire alors les débris et les cendres, charge la houille par le haut, l'étend uniformément par la porte de déchargement, à l'aide d'un râble à long manche en fer, ferme et lutte ensuite la porte avec soin, puis abandonne le four à lui-même. La chaleur de la voûte, plus forte que celle de la sole, et non absorbée par le contact de la houille, détermine bientôt la fusion, puis la distillation du haut de la charge. Des vapeurs jaunes et brunes s'échappent par l'ouverture de chargement, qui agit maintenant comme cheminée, et s'enflamment finalement au contact de l'air. Bientôt la flamme apparaît dans le four lui-même, car l'air extérieur y pénètre par les joints de la porte et par un ou plusieurs petits ouvreaux établis à dessein dans le haut de la porte. Je dis dans le *haut*, afin que l'air n'atteigne, autant que possible, que les produits de la distillation et non la houille solide. Aussi faut-il couvrir de glaise humide tous les joints de la partie basse de la porte.

La combustion des éléments volatils augmente la température intérieure; du rouge sombre la voûte passe au rouge vif. La distillation s'accélère, atteint une sorte de maximum, qui se maintient ensuite sans varier pendant quelque temps, puis décroît lorsque l'opération touche à son terme. Le travail de la carbonisation, on le voit, se propage, de haut en bas, sous l'action de la chaleur fournie à la voûte par la combustion des éléments volatils. Lorsque la charge est de 0<sup>m</sup>,55 à 0<sup>m</sup>,40, la distillation s'achève en vingt-quatre heures. A mesure que l'épaisseur de la charge est plus forte, l'opération dure plus longtemps, la chaleur cheminant difficilement au travers du coke incandescent. Par vingt-quatre heures l'épaisseur moyenne de la zone carbonisée n'est que de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20; 0<sup>m</sup>,15 lorsque les houilles sont à courte flamme, 0<sup>m</sup>,20 lorsqu'elles sont flambantes. Cette lenteur croissante explique pourquoi cinq jours sont nécessaires pour carboniser une charge de 1 mètre de hauteur. La fin de l'opération est naturellement indiquée par la cessation des flammes qui sortent des événements de la voûte. A mesure que le volume des gaz diminue, on restreint l'admission de l'air, pour ne pas brûler le coke lui-même, et finalement on ferme aussi les événements comme les ouvreaux. On laisse refroidir le four pendant quelques heures, avant de procéder au défournement. Cependant le coke est encore incandescent au moment où commence ce dernier travail, le plus pénible, pour les ouvriers, à cause de la chaleur et de la poussière. Ce travail se fait avec des palettes et des crochets soudés au bout de longs ringards en fer. Les blocs de coke incandescent sont traînés sur le sol dallé, au-devant du massif des fours, et aspergés d'eau pour éviter les pertes par combustion. Lorsque le four est vide, on le recharge immédiatement, et l'opération reprend de suite, grâce à la chaleur que possède la voûte.

La distillation progresse toujours de haut en bas; cependant, comme la sole est également chaude à l'origine, les fragments de houille qui reposent directement sur elle fondent et se frittent. Mais cette chaleur, sensible au début, ne se renouvelle pas; promptement épuisée, elle ne produit qu'une mince couche de coke pulvérulent qui se soude mal au reste. C'est une masse incohérente, de

unance sombre, que les ouvriers désignent sous le nom de *pied noir*; c'est du poussier de coke de peu de valeur, dont la proportion est relativement forte, dans les fours à faible charge. C'est un premier inconvénient des petites charges. Il en est un autre plus grave encore. La densité et la solidité du coke sont d'autant plus grandes que la fusion de la houille se fait sous une pression plus forte. A la surface, c'est du coke poreux comme la pierre ponce, au-dessous la densité augmente avec la profondeur; de sorte que la densité moyenne sera d'autant plus élevée que l'épaisseur de la charge sera plus considérable. Ainsi les faibles charges donnent du coke friable, et le rendement est moindre, parce que la carbonisation se fait vite.

Dans la carbonisation de la houille, comme dans celle du bois, les éléments volatils entraînent, en effet, d'autant plus de carbone que l'opération marche plus vite.

On supposait autrefois que, pour carboniser d'une façon régulière, il fallait directement amener de l'air vers le fond du four, comme il y entre par le devant. On imagina, dans ce but, divers systèmes de carneaux, longeant les parois latérales et postérieures du four et y débouchant au-dessus de la charge. Le résultat a été constamment défavorable. L'air froid extérieur, plus dense que les gaz chauds, atteint la houille et brûle le coke au lieu d'agir sur les produits volatils. On est constamment revenu au système plus simple d'un petit nombre d'ouvreaux, pratiqués uniquement dans le haut de la porte de défournement.

Le rendement et l'aspect du coke varient avec la nature de la houille. La houille, en se transformant en coke d'un volume moindre, se divise en prismes à plusieurs pans, d'autant plus minces, que les éléments volatils sont plus abondants. La houille grasse à longue flamme donne de minces aiguilles peu solides; la houille à courte flamme de gros prismes trapus, denses et tenaces. Le rendement est de 50 à 55 pour 100, seulement, lorsque la proportion réelle du charbon fixe est de 60 à 67 pour 100; tandis qu'il atteint 65 à 70 pour 100, dans le cas de houilles à courte flamme, donnant 75 à 82 pour 100 à l'essai au creuset. Ainsi les houilles à courte flamme produisent 15 unités de coke de plus que les houilles à gaz, ce qui justifie bien leur nom de *charbons à coke*.

Le défournement du coke incandescent est très pénible et long, ce qui non seulement est fâcheux au point de vue du prix de revient, mais encore sous le rapport de la bonne marche du travail. L'intérieur du four se refroidit pendant ce long défournement, de sorte que les houilles *peu inflammables*, c'est-à-dire, précisément les bons charbons à coke, ne trouvent plus assez de chaleur dans la voûte pour le début d'une nouvelle opération. On a été ainsi amené au défournement *mécanique*. Pour cela, il faut une autre forme de four; il faut que la section intérieure soit rectangulaire, ou même légèrement évasée du côté de la sortie, pour que la charge puisse être enlevée d'un seul coup par *traction* ou *refoulement*.

On opère par *traction* lorsque le four n'a qu'une seule porte. On a eu recours à une pareille disposition dans la grande usine de Dowlais en Angleterre. Les fours avaient, en 1860, 2<sup>m</sup>,50 sur 1<sup>m</sup>,60 de largeur et 1 mètre de hauteur. Dans une rainure peu profonde de la sole, le long de l'axe du four, on place une barre de fer, terminée par une sorte de cadre vertical, que l'en pousse contre la paroi de fond du four, tandis que l'autre bout de la barre fait saillie au-devant de la porte.

On charge, ferme la porte et carbonise comme à l'ordinaire; puis, pour défourner, on rouvre la porte, et, à l'aide d'un treuil à vapeur, relié par une chaîne au bout extérieur de la barre à crochet, on tire toute la charge en un seul bloc hors du four. C'est rapidement fait; le seul inconvénient est la grandeur de la porte, qui accroît le déchet par le trop facile accès de l'air. Pour y parer, dans une certaine mesure, il faut augmenter la longueur des fours.

Cet inconvénient est plus grave encore dans les fours où l'on décharge par *refoulement*, à moins de leur donner 5 à 7 mètres de longueur. Le déchet est grand parce qu'il faut alors à chacun des deux bouts une large porte qu'il est difficile de rendre étanche. On défourne en repoussant le coke à l'aide d'une sorte de bouclier vertical, en fonte ou tôle, fixé au bout d'une forte crémaillère horizontale, portée par un chariot en fer et fonte, et dont le tablier est au niveau de la sole des fours à coke. Le chariot roule sur un chemin de fer, établi parallèlement à la ligne de front des fours, et sur ce chariot se trouve installé un petit moteur à main ou à vapeur, actionnant la crémaillère à l'aide d'un pignon.

A Boulogne-sur-Mer, où de pareils fours à deux portes avaient été établis, on opérait cependant le défournement par traction, en se servant du moyen employé à Dowlais, avec cette différence que la barre de fer de traction reposait sur la charge, et n'était placée, avec le châssis vertical du bout, qu'au moment même où le défournement allait se faire, ce qui retardait son usure par oxydation.

La fumée des fours de boulanger s'échappe directement dans l'atmosphère par l'ouverture de chargement de la voûte, ou bien se rend par des carnaux vers des cheminées communes, desservant chacune environ dix fours. On peut alors, soit dans ces cheminées, soit sur le parcours des carnaux, installer des chaudières à vapeur, ou tout autre appareil destiné à utiliser la chaleur perdue. Dans ce cas, on mêle aux fumées, par des ouvreaux spéciaux, assez d'air pour achever la combustion des hydrocarbures distillés.

Observons, au sujet de la chaleur, qui se perd par le fait de la carbonisation, qu'une houille pure, sans cendre, dont le pouvoir calorifique est de 9000 calories et le rendement en coke de 70 pour 100, fournit, par la carbonisation, des hydrocarbures, dont le pouvoir calorifique est sensiblement représenté par la différence du nombre des calories engendrées par la houille et le coke, c'est-à-dire par

$$9000 - 0,70 \times 8000 = 5400 \text{ calories,}$$

soit un peu plus du tiers de la chaleur développée par la houille.

**2° Fours à coke à parois chauffées.** — On a vu, dans ce qui précède, qu'un massif de houille, soumis à l'action de la chaleur, exige un temps assez long pour se transformer en coke. La zone carbonisée par vingt-quatre heures est de 0<sup>m</sup>,25 au maximum. Si donc on veut carboniser en vases clos, il faut que la houille n'ait qu'une faible épaisseur dans le sens suivant lequel progresse la chaleur, c'est-à-dire suivant la normale à la paroi chauffée. Le vase clos aura la forme d'un prisme plat, et la chaleur devra y pénétrer suivant le sens de sa moindre dimension. Or, ce prisme peut être installé à plat, sur la tranche, ou verticalement. De là, trois systèmes de fours que j'appellerai fours *plats*, fours *étroits* ou *belges*, et fours *verticaux* ou *Appolt*, du nom de leur inventeur. Passons en revue les trois

systèmes; en observant dès maintenant que les parois, dans les trois cas, sont exclusivement chauffées par les produits mêmes de la distillation.

(a) **Fours plats**. — Les fours plats, dont la forme générale ressemble au type des fours de boulanger, conviennent peu, parce qu'une seule des deux larges faces du prisme houiller peut être chauffée; c'est la face qui correspond à la sole du four. Celle-ci est, en effet, sillonnée de carneaux, au travers desquels circulent les gaz chauds distillés. La face libre opposée, qui regarde la voûte, n'est pas chauffée, comme dans les fours ordinaires, puisque les gaz distillés n'y brûlent pas. Outre la sole, on peut tout au plus chauffer aussi les parois latérales, c'est-à-dire, la tranche du prisme. Mais cette tranche doit être peu épaisse, au risque d'allonger outre mesure la durée de la carbonisation; il faut, en effet, comme dans les fours de boulanger, vingt-quatre heures pour  $0^m,20$  à  $0^m,25$ , trois jours pour  $0^m,50$  à  $0^m,55$ , cinq jours pour  $0^m,90$  à 1 mètre. Mais, à l'inverse de ceux-ci, la carbonisation marche de bas en haut, de la sole chauffée à la face libre de la charge. Dans ces conditions, le bitume, qui provient de la partie basse, se recondense à l'origine au milieu des fragments encore froids du haut; il en résulte, vers la fin de l'opération, un dégagement plus intense de bitume, qui boursoufle la houille et transforme le haut de la charge en une sorte de pierre ponce friable, de sorte que le coke est non seulement peu dense à cause de la faible épaisseur du prisme, mais encore par suite du sens suivant lequel marche la chaleur.

En résumé, la friabilité du coke et la lenteur de l'opération rendent le système des fours plats peu avantageux. Par ce motif, on ne l'a adopté que là où le but principal était moins la fabrication du coke que celle des produits hydrocarburés liquides. C'est le cas des fours *Knab*, dont l'intérieur communique avec des pompes aspirantes et des condenseurs, chargés de recueillir le goudron et les sels ammoniacaux.

Un atelier de ce genre fut établi, il y a 25 ans, à Saint-Étienne et, plus tard, transporté à Terre-Noire, où il fonctionne encore aujourd'hui. Le coke, à cause de la faible hauteur de la charge, ne vaut pas celui des fours *étroits*, dont les produits volatils peuvent être recueillis par les mêmes moyens et aussi facilement que dans les fours larges. Ce dernier système, plus rationnel, existe à Bessèges<sup>1</sup>.

Au sujet des fours *plats*, j'ajouterai donc seulement que ceux de l'atelier de Terre-Noire ont 2 mètres de largeur intérieure et 7 de longueur. Ils sont à deux portes opposées, avec léger évasement du côté de la sortie, et munis du repoussoir, à bouclier vertical et longue crémaillère, ci-dessus mentionné.

Les gaz, après avoir été dépouillés des produits condensables, sont ramenés sous le four à coke, dans une chauffe dont la grille est constamment couverte de menu coke incandescent.

Les gaz brûlés parcourent les canaux établis sous la sole et dans les parois latérales, et se rendent finalement à la haute cheminée commune.

On charge par four 5 à 6 tonnes de houille; l'opération dure trois jours, lorsque la hauteur du massif houiller est de  $0^m,50$  à  $0^m,55$ . Le rendement diffère peu de

1. L'atelier de Saint-Étienne est décrit dans le Bulletin de la Société d'encouragement de 1862. Celui de Bessèges, dans le Bulletin de la Société de l'industrie minière, 2<sup>e</sup> série, tome IX, de 1880.



la proportion théorique, mais la partie boursoufflée du haut de la charge donne une proportion élevée de menues escarilles, que l'on brûle avec les gaz dans la chauffe dont je viens de parler.

(b). **Fours belges étroits.** — Dans les fours étroits le prisme à carboniser est placé *de champ* et le grand axe horizontalement comme dans les fours plats. Les dimensions dépendent des conditions de la fabrication. L'élément essentiel est la largeur du four, qui correspond au sens suivant lequel progresse la chaleur au travers du prisme. Comme la chaleur avance de 0<sup>m</sup>,20 seulement à partir des parois pendant les premières 24 heures, et moins encore les jours suivants, on ne peut donner aux fours au delà de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,45 de largeur, si l'opération doit durer 24 heures, et 0<sup>m</sup>,70 à 0<sup>m</sup>,80, si l'on veut carboniser en 48 heures. Les chiffres inférieurs correspondent aux houilles à courte flamme, les plus élevés aux houilles à longue flamme. On peut aussi carboniser plus ou moins vite en amenant l'air de combustion en proportion plus ou moins forte. La carbonisation rapide donne un rendement moindre et use les fours plus rapidement; il faut, dans ce cas, de meilleures briques, parce que la chaleur est plus intense. Pour faciliter le déchargement, on donne un léger évasement de 0<sup>m</sup>,10 d'une extrémité à l'autre. La longueur des fours est de 6 à 7 mètr. On ne peut dépasser 7 mètres à cause du frottement du coke, contre les parois, lors du défournement<sup>1</sup>; d'autre part, il importe de ne pas descendre au-dessous de 5 à 6 mètres, à cause du déchet dû aux entrées d'air par les portes. Enfin, la hauteur intérieure doit être, au minimum, de 1<sup>m</sup>,50, pour que la charge ne soit pas inférieure à 1 mètre. Celle-ci varie, en général, entre 1 mètre et 1<sup>m</sup>,50, chiffres auxquels on ajoute 0<sup>m</sup>,50 pour la hauteur totale jusqu'à la clef de voûte.

Dans la voûte cylindrique, qui couvre le four, on réserve 2 ou 3 gueulards de chargement, de forme tronconique, que l'on ferme et lute après chargement. Les gaz s'échappent du four par une série d'ouvreaux pratiqués, vers le haut de l'une des parois latérales, à la naissance même de la voûte; de là, ils parcourent les carneaux établis entre deux fourneaux contigus, puis ceux de la sole qui aboutissent, par une large galerie, à la cheminée commune. On voit que, dans un massif formé de 20, 50 ou 40 fours et plus, tous ont leurs deux parois latérales chauffées, sauf le dernier de la rangée. On remédie à ce défaut en prolongeant la durée de la carbonisation dans le four extrême. Ou bien, on peut aussi ramener les gaz des carneaux de la sole le long de la paroi-limite, avant de les conduire, par la galerie commune, à la cheminée.

La disposition des carneaux a une grande influence sur la marche des fours. L'arrangement le plus simple serait de laisser entièrement libre l'espace compris entre les parois de deux fours contigus, sauf un certain nombre de briques de liaison, placées en quinconce entre les parois pour leur solidité respective. Les flammes descendraient verticalement par cet espace libre, passeraient ensuite sous la sole du four, et de là, par la galerie commune, à la cheminée. Mais, à cause du tirage provoqué par la cheminée, les flammes suivraient de préférence la voie la plus courte; elles

1. A Molières (Gard) et sur les bords du Rhin, on est allé jusqu'à 9 mètres; mais c'est trop: les parois résistent difficilement à la poussée latérale, lors du défournement.

chaufferaient fortement la région la plus voisine de la galerie commune et délaisseraient l'extrémité opposée. Il faut donc diviser l'espace vide, par des cloisons, en un certain nombre de carnaux, que l'on peut installer *horizontalement* ou *verticalement*. Le système horizontal a l'avantage de pouvoir rendre la température sensiblement uniforme dans toutes les parties. En général, par une ou deux cloisons horizontales, on divise l'espace libre en deux ou trois carnaux, où le volume entier du gaz circule alternativement de l'arrière à l'avant et de l'avant à l'arrière pour passer ensuite sous la sole. Le système fonctionne bien, tant que les cloisons restent étanches, et lorsqu'on s'applique à enlever périodiquement les cendres, qui tendent à obstruer les carnaux. Malheureusement le défournement et les changements fréquents de température disloquent les cloisons; les gaz passent au travers, et rendent alors le chauffage inégal. Ce système de carnaux *horizontaux* fut primitivement adopté à Méons (Saint-Étienne) et dans plusieurs autres établissements.

On préfère aujourd'hui les carnaux *verticaux*, qui rendent les parois plus solides. Leur nombre égale celui des ouvreaux. Le gaz se divise en autant de courants qu'il y a d'ouvertures à la naissance de la voûte; mais, pour éviter une inégale répartition des flammes, il faut d'autant plus rétrécir les carnaux qu'ils sont plus voisins de la galerie et de la cheminée communes; ou bien installer à leur origine de petits registres, dont on règle l'ouverture par tâtonnement lors de la mise en feu. A Méons, la largeur augmente régulièrement de 0<sup>m</sup>,015 d'un ouveau au suivant.

## FOURS DE MÉONS.

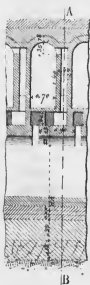


Fig. 2.

Coupe transversale par CD  
de fig. 3.

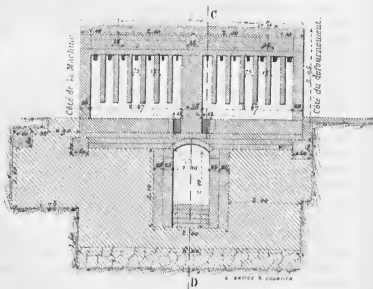


Fig. 3.

Coupe longitudinale par AB de fig. 2. — Échelle de 1 centimètre par mètre.

Les cendres se déposent dans le carneau horizontal, sous la sole du four. On les enlève facilement en débouchant les deux extrémités. Ajoutons que, dans les deux

cas, l'épaisseur des parois latérales est d'une largeur de brique (0<sup>m</sup>,12), et l'espace libre, pour les carneaux, entre les parois, de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20. Enfin, dans le cas de carneaux horizontaux, il convient de diminuer l'étendue du parcours par un large massif plein, établi vers le milieu de la longueur du four. Par cet arrangement, chaque moitié du circuit total n'est parcouru que par le demi-volume des gaz distillés. Cette division du courant gazeux en deux circuits distincts convient du reste également au système à carneaux verticaux. La grande galerie commune, allant à la cheminée, est alors placée sous le milieu du massif, et les ouvreaux sont d'autant plus grands qu'ils sont plus voisins des portes du four. Dans la moitié correspondante à la porte de sortie, on fait aussi les carneaux un peu plus grands que du côté opposé, à cause de la plus grande largeur de cette partie des fours.

Pour brûler les gaz, il faut de l'air. On l'amène par un carneau horizontal, situé au-dessus des conduits de gaz, et communiquant avec eux par une série d'orifices verticaux, d'un à deux centimètres de section. Les jets d'air arrivent ainsi, normalement au courant gazeux, dans le plus élevé des carneaux horizontaux, ou au sommet des carneaux verticaux, selon l'un ou l'autre des deux systèmes ci-dessus mentionnés. Ce mode de combustion fonctionne bien dans les premiers temps; mais, au bout de quelques mois de service, l'air entre, plus ou moins de tous côtés, par les nombreuses fissures de la maçonnerie et les joints des portes, ce qui oblige alors de fermer la galerie d'air, dont je viens de parler. Aussi la supprime-t-on souvent, dès l'origine, en vue de simplifier les constructions; on se contente de percer, pour l'entrée de l'air, deux ou trois petits ouvreaux dans le haut des portes du four. C'est un expédient qui est pourtant fâcheux, car l'air afflue ainsi dans le four lui-même en trop forte proportion. Aussi une partie du coke est-il brûlé, comme dans les fours de boulanger, et le rendement réduit de 2 à 3 pour 100 au-dessous du chiffre théorique. Bref, à mon avis, il vaudrait mieux soigner les constructions, et régler l'arrivée de l'air dans les carneaux par une galerie spéciale, sauf à la fermer plus tard lorsque les maçonneries seront fissurées. Ces précautions, il faut, en tout cas, les prendre lorsque, comme à Bessèges, on tient à recueillir les produits condensables. Il faut alors bien se garder de laisser pénétrer l'air dans le four. Pour éviter cet inconvénient on est même allé, dans cette usine, jusqu'à faire tous les joints à recouvrement et à tailler toutes les briques avec soin. (Voy. le mémoire, précité, dans le tome IX (1880) du *Bulletin de la Société de l'Industrie minérale*.)

Les fours étroits sont aujourd'hui fort répandus; ils conviennent surtout pour les charbons à courte flamme, mais sont utiles, dans tous les cas, à cause de leur excès de rendement sur les anciens fours de boulanger. Le coke est dense et de bonne qualité dès que la charge a plus d'un mètre de hauteur. La partie boursoufflée, le *pied noir*, correspond au plan vertical passant par l'axe du four; c'est là que s'achève la distillation; elle commence le long des deux parois latérales et s'avance horizontalement de part et d'autre vers le milieu.

Quelle que soit la nature de la houille, les produits de la distillation sont plus que suffisants pour opérer la carbonisation; il reste même toujours un excès de chaleur capable de chauffer une chaudière à vapeur. Lorsqu'on carbonise des houilles grasses ordinaires, comme à Bessèges, les gaz *non condensables* suffisent même à eux seuls avec les escarbilles; seulement, l'opération est alors plus lente; on chauffe

un peu moins, afin d'obtenir une proportion plus élevée de goudron, au détriment toutefois de la quantité d'ammoniaque, qui augmente lorsque la distillation se fait rapidement à haute température. En brûlant tous les produits de la distillation on peut facilement carboniser la charge en 48 heures dans des fours ayant 0<sup>m</sup>,70 à 0<sup>m</sup>,75 de largeur, tandis qu'on ne peut guère leur donner plus de 0<sup>m</sup>,65 à 0<sup>m</sup>,70 lorsqu'on chauffe aux gaz seuls.

A Saint-Etienne la charge ordinaire est de 4500 à 5000 kil., et le coke produit de 5000 à 5500 kil., soit 1500 à 1700 kil. par 24 heures; cependant la production moyenne annuelle ne dépasse guère, à cause des réparations, le chiffre de 1500 à 1600 kil. par 24 heures. Chaque four coûte, à Saint-Etienne, 2500 à 2600 francs, soit 1650 à 1800 francs par tonne de coke fabriqué dans les 24 heures.

A Bessèges chaque four revient, y compris les appareils de condensation, à 4570 francs, et le produit moyen est de 1100 kil. de coke, ce qui fait 4150 francs par tonne; mais alors au prix du produit principal vient s'ajouter le bénéfice dû au goudron et à l'ammoniaque recueillis.

**c. Fours verticaux ou fours Appolt.** — Le grand axe du prisme rectangulaire est *vertical*, ce qui permet de chauffer les quatre faces principales du massif charbonneux. Cet avantage est réel, mais largement compensé par des constructions plus coûteuses et l'obligation d'élever la houille à une grande hauteur pour le chargement des fours. Malgré cela, le système a été fort en faveur pendant quelque temps, parce qu'il avait été étudié dans tous ses détails, avec beaucoup de soins, par les inventeurs, MM. Appolt frères, de Sulzbach.

Aujourd'hui encore ces fours sont employés sur diverses mines, mais ils ne conviennent en réalité, comme nous le verrons, que pour les houilles à longue flamme, pareilles à celles de Saarbrück, où le système fut d'abord appliqué.

Un four Appolt contient 18, 20 ou 22 cornues verticales, toutes renfermées dans une même enceinte. Les cornues ont 4 mètres de hauteur; les dimensions transversales sont 1<sup>m</sup>,17 sur 0<sup>m</sup>,40 vers la mi-hauteur. L'évasement de la base supérieure à la base inférieure est, dans chaque paroi, de 0<sup>m</sup>,07, de sorte qu'en bas la cornue mesure à l'intérieur 1<sup>m</sup>,24 sur 0<sup>m</sup>,47, et en haut 1<sup>m</sup>,10 sur 0<sup>m</sup>,55.

Ces mesures correspondent à la houille grasse ordinaire. Lorsqu'elle est à courte flamme, il faut réduire l'épaisseur du prisme de 0<sup>m</sup>,05 ou 0<sup>m</sup>,06. La largeur est alors de 0<sup>m</sup>,28 dans le haut et de 0<sup>m</sup>,42 en bas. A part cela, les autres dimensions ne varient guère. Elles sont calculées de façon à achever la carbonisation en 24 heures.

Dans le cas de houilles grasses ordinaires, chaque massif renferme en général 18 cornues. On adopte le nombre 20 ou 22 pour les houilles à courte flamme, à cause de la moindre largeur de chacune des cornues.

Les 18 cornues d'une même enceinte sont disposées, en deux rangées parallèles, au-dessus de deux galeries voûtées à voies ferrées, destinées à recevoir, à tour de rôle, dans un wagon en tôle, le coke de chacune des cornues.

Le défournement se fait spontanément, grâce à l'évasement ci-dessus mentionné. Il suffit d'ouvrir les trappes en fonte, munies de charnières, qui ferment la base de chaque compartiment.

La chambre unique, contenant les 18 cornues, mesure à l'intérieur 8<sup>m</sup>,50 sur

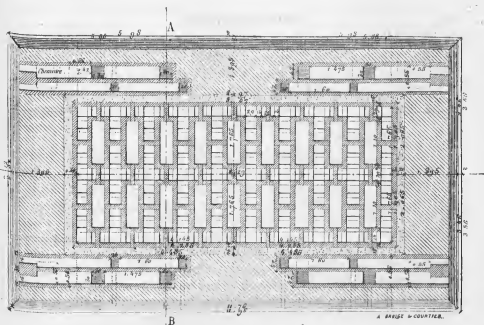


Fig. 4. — Coupe horizontale, par CD de fig. 5, d'un four Appolt de 18 cornues.

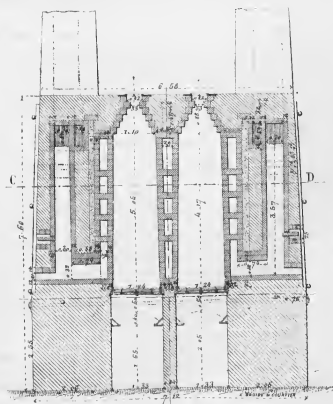


Fig. 5. — Coupe verticale, par AB de fig. 4, d'un four Appolt de 18 cornues  
Échelle de 0<sup>m</sup>,01 par mètre.

5<sup>m</sup>,50, et à l'extérieur, vers la base, 12 mètres sur 7 mètres. La hauteur totale, y compris les galeries de défournement, est de 6<sup>m</sup>,50.

Les parois réfractaires des cornues ont 0<sup>m</sup>,14 d'épaisseur; l'intervalle moyen d'une cornue à l'autre pour la circulation de la flamme est de 0<sup>m</sup>,25, soit 0<sup>m</sup>,17 en bas et 0<sup>m</sup>,29 en haut. Pour consolider les cornues et les contre-buter réciproquement, on les munit sur toutes leurs faces de quelques longues briques à épaulement servant d'entretoises.

Les parois des fours sont formées de briques réfractaires, posées à plat, de 0<sup>m</sup>,14, comme les cornues. Au delà vient un espace libre de 0<sup>m</sup>,15 rempli de sable, puis le massif extérieur, en maçonnerie ordinaire, de 1<sup>m</sup>,10 à 1<sup>m</sup>,50 d'épaisseur. C'est dans cet épais mur que sont établis les carnaux d'air et les galeries, qui aboutissent aux cheminées de tirage placées aux quatre coins du fourneau.

Les produits de la distillation s'échappent des cornues par une série d'étroites fentes horizontales, ouvertes dans le bas des parois latérales. En face, dans le mur d'enceinte, sont les carnaux, destinés à l'arrivée de l'air de combustion, dont le volume est réglé par de petits registres à tiroir. Enfin les événements de la fumée sont les uns, les plus grands, vers le bas de la chambre, d'autres, plus petits, vers le haut. On peut ainsi, à l'aide de tiroirs ou de tampons réfractaires, arriver à une grande uniformité de température, de sorte que la carbonisation se fait dans le même temps et les mêmes conditions dans toutes les cornues. C'est un des avantages des fours Appolt, mais aussi le côté fâcheux. Par l'enceinte commune, les cornues sont solidaires les unes des autres; on ne peut réparer l'une d'elles sans les arrêter toutes. C'est un inconvénient assez grave, auquel il convient de parer en apportant les plus grands soins à la construction de ces appareils.

Le travail des ouvriers est fort simple dans les fours Appolt. Dès qu'une cornue a été vidée, on referme la porte à deux battants du bas de l'appareil et jette par-dessus quelques pelletées d'escarbilles de coke pour fermer l'accès de l'air. Après cela, on charge la houille menue à l'aide d'un wagonnet en tôle; on bouche l'orifice supérieur, de 0<sup>m</sup>,55 de côté, avec un fort tampon en briques réfractaires garni de fonte, et couvre le tout de poussier de coke, ou de houille, pour empêcher les fuites de gaz.

Le vide intérieur de chaque cornue est d'environ 1<sup>m</sup>,80, pouvant recevoir des charges de 1400 à 1500 kil. et donner par 24 heures une tonne de coke, de sorte que chaque massif de 18 cornues correspond à une production journalière d'environ 18 tonnes, ou même 20, dans le cas de houilles à courte flamme.

Les 18 compartiments sont défournés et rechargés successivement de 40 en 40 minutes durant le jour, de façon que pendant la nuit il suffit d'un surveillant par deux massifs, uniquement chargé de régler l'entrée de l'air et la sortie de la fumée.

Bien entendu il faut chaque jour suivre le même ordre, et ne jamais défourner et charger coup sur coup des compartiments voisins, afin de ne pas chauffer inégalement les diverses parties de l'enceinte générale.

Les fours Appolt exigent peu de main-d'œuvre à cause du déchargement spontané des cornues verticales. L'extinction du coke est facile, puisqu'il suffit de pousser hors de la galerie le wagonnet qui vient de recevoir la charge incandescente et de l'asperger avec une lance à eau.

L'entretien des fours est d'ailleurs peu considérable, mais leur construction

coûte plus que celle des autres fours. Il faut compter 50 à 60 000 francs par massif; soit 5000 francs par tonne de coke produit par jour.

Les fours Appolt conviennent pour les houilles ordinaires qui ne gonflent pas, et surtout pour les houilles à longue flamme, qui donnent du coke en prismes minces. Par contre les charbons à courte flamme, qui augmentent de volume par la calcination, présentent l'inconvénient grave de refouler les parois des cornues. Au bout de quelque temps de service, le coke ne glisse plus spontanément lorsqu'on ouvre les portes du bas; il faut briser la charge à coups de ringards, ce qui augmente les frais, tend à refroidir les cornues, et réclame finalement des réparations majeures. C'est ce qui arriva aux mines d'Alun, dans la Creuse. On y remédie, jusqu'à un certain point, par l'expédient suivant. On augmente le volume *apparent* de la houille menue en la mouillant, avant le chargement, ou en la réduisant en poussière fine dans un broyeur *Carr*.

A part l'inconvénient des frais d'établissement, et celui que je viens de mentionner, les fours Appolt offrent certainement l'avantage de durer plus longtemps que les autres et de convenir surtout pour les charbons *peu gras*, voisins des houilles sèches à longue flamme.

**Résumé.** — Donnons, pour clore ce long paragraphe sur la carbonisation de la houille menue, le tableau résumé des rendements et frais des divers fours dont il vient d'être question.

Systèmes de fours.	Prix moyen d'un four.			Production par 24 heures.	Produit par anneau.	Amortissement du capital d'établissement par tonne de coke.	Entretien des fours et outils par tonne de c. k.	Main d'œuvre par tonne de coke y compris les charg <sup>es</sup> .	Total des frais.	Rendement réel, la houille donnant au creuset 78 0/0.	Observations.
	Production par 24 heures.										
	A	B	C								
	fr.	ton.	ton.								
Fours de boulanger.	500 à 600	0,500	450	$\frac{55}{150} = 0 \text{ fr. } 36$	0,50	1,50	2,50	65 0/0			
Fours étroits (belges)	2500	1,500	500	$\frac{250}{500} = 0 \text{ fr. } 50$	0,70	1,50	2,50	75 0/0			
Fours belges avec pompes et con- denseurs . . . . .	4500	1,100	390	$\frac{450}{590} = 1 \text{ fr. } 15$	0,95	1,95	4,05	75 0/0	entre les 75 0/0 de coke on a aussi du gondron et de l'ammortisseme.		
Fours Appolt (une cornue) . . . . .	3000	1,000	350	$\frac{300}{550} = 0 \text{ fr. } 85$	0,50	1,10	2,45	78 0/0			

NOTA. — Les fours à parois chauffées sont censés des *vases clos* et devraient fournir le rendement théorique; mais il y a toujours des escarbilles que l'on brûle, et souvent aussi, comme dans les fours étroits ordinaires, un certain déchet par suite des entrées d'air. — Si, malgré cela, on atteint parfois, en apparence, le rendement théorique, c'est que dans les fours on calcine moins fortement que dans le creuset, ou parce que le coke est pesé après absorption d'une certaine proportion d'air et d'eau.

#### COMBUSTIBLES GAZEUX.

Tous les combustibles naturels peuvent être transformés en combustibles ga-

zeux; il est facile, en effet, de ramener le carbone à l'état d'oxyde de carbone, et l'hydrogène du composé ternaire en hydrogène plus ou moins caburé. L'opération, connue sous le nom de *gazéification*, peut d'ailleurs être partielle ou totale; elle est *partielle* lorsque, comme dans les usines à gaz, on produit le gaz en vase clos, par simple *distillation*, *totale* lorsque le résidu fixe de la distillation (le charbon) est lui-même aussi transformé en gaz; c'est la *gazéification* proprement dite.

Je ne dirai rien de la simple *distillation*, ou plutôt, je rappellerai simplement qu'on la pratique implicitement dans la *carbonisation* des combustibles naturels en vases clos. Le vase clos retient le *charbon*; le gaz qui s'en échappe est directement brûlé en vue de la carbonisation même, ou bien dans le but de chauffer des chaudières, ou divers autres fours.

La *gazéification* proprement dite s'opère dans les appareils connus sous le nom de *gazogènes*. Avant de parler de l'opération elle-même, indiquons les conditions qu'il s'agit de réaliser et le but précis que l'on se propose d'atteindre.

Le cas le plus simple est la transformation du *carbone* pur en oxyde de carbone, sous l'action de l'air atmosphérique. En partant de la composition de l'oxyde de carbone et de celle de l'air, on trouve que le gaz doit comprendre en poids :

CO. . . . .	0,544
Az. . . . .	0,656
	<hr/> 1,000

soit, à très peu près, un tiers d'oxyde de carbone contre deux tiers d'azote. Le pouvoir calorifique de ce mélange est  $2405 \times 0,544 = 826^{\text{cal}}$ , 6. C'est peu, et malgré cela, à cause du faible volume d'air que l'oxyde de carbone exige pour brûler, on trouve une température de combustion relativement élevée.

En appliquant les formules précédemment données, on trouve :

$$t = \frac{826,6}{0,544 \left( \frac{16+6}{8+6} \right) \times 0,22 + 2 \times 0,656 \times 0,244} = 1885^{\circ},$$

chiffre qui n'est guère réduit par la dissociation.

Au sujet de la gazéification, il importe de remarquer qu'il y a, au fond, toujours perte à brûler un combustible en *deux temps*, et non directement.

À la vérité, 1 kilogr. de carbone donne la même somme totale de chaleur, 8080 cal., dans les deux cas.

On développe d'abord, par la formation de l'oxyde de carbone . .	2475 <sup>cal</sup>
puis, par la combustion de cet oxyde de carbone. . . . .	5607
Total. . .	<hr/> 8080 <sup>cal</sup>

Mais cela suppose implicitement que rien ne se perd dans l'intervalle des deux combustions successives, tandis que nécessairement l'oxyde de carbone, d'abord produit, se refroidit toujours au moins en partie avant de se transformer en acide carbonique.

Si nous supposons, par exemple, que l'oxyde de carbone et l'azote soient ramené



à zéro avant la formation de l'acide carbonique, on perdrait 2475 calories sur les 8080, soit 50 pour 100. C'est le cas extrême; mais on voit du moins qu'il y a toujours perte, et perte d'autant plus grande que le gaz, produit dans le gazogène, aura abandonné, avant de brûler, une plus forte proportion de la chaleur acquise dans le gazogène.

Au point de vue spécial de l'utilisation de la chaleur il y a donc perte par le fait de la gazéification des combustibles solides; par suite, il vaudrait mieux les brûler directement; et si pourtant on trouve avantage, dans certains cas, à opérer cette gazéification, c'est que les combustibles gazeux sont souvent d'un emploi plus commode que les combustibles solides. Il faut néanmoins réduire la perte au minimum, en brûlant les gaz, si possible, aussi chauds que possible, c'est-à-dire, dès leur sortie du gazogène.

La quantité d'air nécessaire pour la combustion directe est évidemment la même aussi que pour la combustion en deux temps. Pour brûler un kil. de carbone en acide carbonique, il faut  $\frac{16}{6} \times 4,55 = 11^{\text{m}},55$  d'air sec.

Pour produire de l'oxyde de carbone, il faut la moitié de ce poids d'air, soit :

$$\frac{8}{6} \times 4,55 = 5^{\text{m}},775,$$

donnant  $6^{\text{m}},775$  d'oxyde de carbone et d'azote, et ce mélange exige à son tour  $5^{\text{m}},775$  d'air pour produire de l'acide carbonique.

La gazéification du carbone par l'air a l'inconvénient de donner un combustible volumineux, dont les deux tiers sont formés d'azote inerte. On obtient un gaz plus riche, en opérant la gazéification par la vapeur d'eau : c'est le *gaz à l'eau*, formé de volumes égaux d'hydrogène et d'oxyde de carbone.

On sait qu'un équivalent de carbone incandescent décompose un équivalent d'eau,  $C + HO = CO + H$ . Mais cette réaction se fait avec forte absorption de chaleur, car si 1 kil. de carbone développe 2475 calories en donnant de l'oxyde de carbone, la quantité correspondante d'hydrogène (1/6 kil.) exigera pour se séparer de l'oxygène,  $\frac{54462}{6} = 5743$  calories, si l'on prend de l'eau liquide à 0°, et

$$\frac{29161}{6} = 4860 \text{ calories, dans le cas de la vapeur d'eau à } 0^\circ.$$

Pour que l'opération réussisse, il faut donc fournir par kilog. de carbone, dans le premier cas,  $5743 - 2475 = 3280$  calories; dans le second,  $4860 - 2475 = 2387$  calories; ainsi donc, il faut dépenser du combustible pour chauffer le carbone jusqu'au rouge dans un vase, au travers duquel on fera passer de l'eau en vapeur. Cela peut se faire dans un laboratoire, cela coûterait trop dans une usine. Mais si l'on ne peut, avec avantage, préparer uniquement du gaz à l'eau, il est possible, dans maintes circonstances, d'enrichir le *gaz à l'air*, par une certaine dose de *gaz à l'eau*; il suffit, pour cela, de mêler à l'air, qui doit gazéifier le carbone, une certaine proportion de vapeur d'eau. C'est le cas de l'air atmosphérique ordinaire, qui est toujours plus ou moins humide; donc pour avoir, relativement à l'azote, plus d'hydrogène et d'oxyde de carbone, il suffit de le charger d'une plus forte proportion d'eau.

Observons d'ailleurs que si, au lieu de carbone pur, on prend du charbon de bois ou du coke, retenant toujours un peu d'hydrogène et de vapeur d'eau, on aura aussi, même par l'air sec, une certaine proportion de gaz à l'eau. Enfin, si au charbon on substitue de la houille, du lignite ou du bois, on accroitra plus encore la proportion d'hydrogène; seulement, pour ne pas trop abaisser la température, il importe de ne faire usage que de lignites peu chargés d'eau, ou de bois et de tourbes convenablement séchés.

Le calcul montre, pour le carbone pur, que la proportion d'eau ne doit pas dépasser le dixième du poids de l'air; il faut même, pour ne pas trop abaisser la température, ne faire usage, autant que possible, que d'air et de vapeur surchauffés. Dès que la température est faible, il reste de l'acide carbonique mêlé à l'oxyde de carbone. Dans la pratique, on ne peut même jamais obtenir un gaz uniquement formé de CO, H et Az: il renferme toujours un peu de CO<sup>2</sup>. Mais il importe d'en réduire la proportion au minimum.

Ebelmen, en alimentant un gazogène au charbon de bois, et le soufflant à l'air froid avec 15,4 pour 100 de vapeur d'eau, chauffée à 200° ou 250°, retrouva le quart de cette eau non décomposée, et, dans le gaz, jusqu'à 7,20 pour 100 de CO<sup>2</sup> sur 52,45 pour 100 de CO (1). Il faut donc mêler, au maximum, à l'air comburant, 10 pour 100 de son poids de vapeur d'eau; et c'est même déjà trop, car ce chiffre correspond à plus de 50 pour 100 du carbone à brûler, puisqu'à chaque kilog. de carbone correspondent, pour sa transformation en CO, 5 kilog. d'air sec ordinaire. On peut donc, en définitive, alimenter les gazogènes avec du carbone plus ou moins pur, tel que l'anthracite, le coke, le charbon de bois et le charbon de tourbe, ou bien avec les combustibles *naturels* hydrogénés, les houilles, les lignites, les tourbes et les bois. Parmi ces derniers, les houilles *bitumineuses* devront surtout être recherchées, parce qu'à l'oxyde de carbone vient alors s'ajouter l'hydrogène carboné, dont le pouvoir calorifique est fort élevé. Toutefois les houilles *grasses*, en se fondant, s'opposent au libre passage de l'air, ce qui rend alors la marche des gazogènes irrégulière. Nous verrons cependant qu'il n'est pas impossible de remédier à cet inconvénient.

En tout cas, il résulte de ce qui précède, que l'on peut gazéifier tous les combustibles sans exception, en les soumettant à la combustion incomplète, soit par l'air seul, soit par un mélange d'air et de vapeur d'eau. Ajoutons que plus la température de l'air et celle de la vapeur seront élevées, plus aussi les proportions d'oxyde de carbone et d'hydrogène libre, ou carburé, seront grandes dans les gaz ainsi préparés.

Ces conditions établies, passons aux gazogènes eux-mêmes.

### GAZOGÈNES.

Les gazogènes sont de deux sortes: les gazogènes munis de *grille*, activés par

1. *Ann. des Mines 4<sup>e</sup> série*, t. II, p. 225.

tirage naturel ou par insufflation, et les gazogènes *sans grille* proprement dite, toujours alimentés par un appareil soufflant. Les premiers sont aujourd'hui de beaucoup les plus répandus, quoique les derniers me paraissent préférables lorsque les combustibles sont impurs et *cendreaux*.

Les gazogènes *soufflés* sont aussi les plus anciens ; ils ont pris naissance avec la réduction des minerais de fer dans les fours à cuve. Les gaz qui s'échappent de ces fours sont, en effet, des mélanges d'oxyde de carbone, d'azote et d'acide carbonique, faciles à brûler. Ces fours à cuve deviennent de véritables gazogènes par la simple suppression du minerai. Mais occupons-nous d'abord des gazogènes ordinaires.

**1° Gazogènes à grille.** — Les gazogènes à grille ne diffèrent des foyers ordinaires à barreaux de fer que par l'épaisseur plus grande de la masse combustible.

Si, sur une grille ordinaire, entourée de quatre murs et surmontée d'une voûte, on entretient un feu de coke ou de charbon de bois, les produits de la combustion seront principalement de l'acide carbonique, tant que le charbon n'aura pas au delà de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20 d'épaisseur ; et de l'oxyde de carbone, lorsque la charge sera de 0<sup>m</sup>,55 à 0<sup>m</sup>,50, à moins que, par un tirage forcé, on n'amène un très grand volume d'air dans le foyer. Il faudra d'ailleurs, pour avoir de l'oxyde de carbone non mêlé d'acide carbonique, augmenter l'épaisseur jusqu'à 0<sup>m</sup>,80, ou même 1 mètre, lorsque la densité, les cendres, ou l'humidité, rendent le combustible moins inflammable ; c'est en particulier le cas des anthracites, des lignites non collants, des tourbes et des bois ; et, même avec cette forte charge, il est impossible d'éviter la formation partielle de l'acide carbonique et de la vapeur d'eau, lorsque le combustible à gazéifier renferme au delà de 20 à 25 pour 100 d'oxygène. On se débarrasse de l'eau par refroidissement, mais l'acide carbonique reste. Aussi l'emploi des combustibles oxygénés est-il onéreux dans les gazogènes ; il ne faut y avoir recours qu'à défaut de mieux.

On vient de voir que, pour une charge donnée, la nature des gaz dépend de l'activité du courant d'air. Un tirage faible produit peu, mais, du moins, pourvu que la combustion ne soit pas par trop languissante, la proportion d'acide carbonique sera faible ; un tirage forcé favorise, par contre, la formation de l'acide carbonique. Il faut donc, pour la bonne marche d'un gazogène, un tirage *moyen*, c'est-à-dire, par mètre carré de la grille et par heure, une proportion d'air capable de gazéifier 50 à 100 kilog. de carbone pur ; soit environ 500 à 600 kilog. d'air. On amène cet air sous la grille par tirage naturel, ou à l'aide d'un ventilateur, ou bien encore au moyen d'un jet de vapeur (appareils Koerting et Boivin). Le ventilateur permet de mieux régler le volume d'air, mais on est exposé à dépasser le but : lorsque l'air a une pression trop forte, l'acide carbonique échappe à l'action du charbon incandescent par suite de sa grande vitesse. D'autre part, en se servant d'un jet de vapeur, on introduit facilement un excès d'eau. Il est donc préférable d'avoir un grand nombre de générateurs à tirage naturel, qu'un petit nombre de gazogènes à grille, armés d'appareils soufflants.

Les gazogènes à grille, actuellement usités, sont presque tous du type adopté par M. Siemens de Londres ; ils sont *simples* ou *doubles*. Les gazogènes *simples* sont les plus répandus et, en outre, plus faciles à diriger.

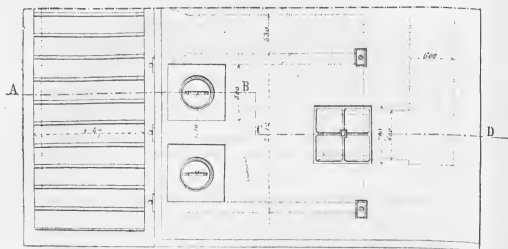


Fig. 6. — Plan d'un gazogène Siemens. Échelle, 2 centimètres par mètre.

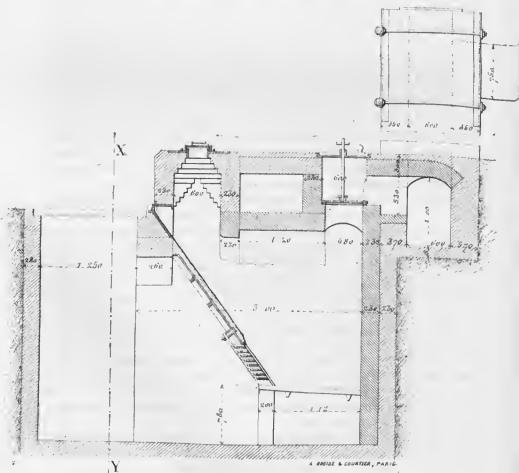


Fig. 7. — Coupe longitudinale d'un gazogène Siemens par ABCD de fig. 6.

Ils se composent d'une cuve rectangulaire à parois légèrement évasées vers le haut. Les deux faces latérales et la paroi du fond sont massives et en briques réfractaires sur toute leur hauteur. La paroi antérieure, dont la pente est moins roide que celle des autres faces, est en briques réfractaires dans le haut, en fonte et fer, et percée à jour dans le bas. Cette partie inférieure a la forme d'une grille à gradins; elle descend jusqu'aux barreaux de fer, qui servent de support à la charge du gazogène. Ces barreaux inférieurs sont horizontaux, ou doivent tout au plus plonger légèrement de l'avant à l'arrière. On peut du reste, avec avantage, supprimer les gradins, mais il faut toujours conserver dans la paroi antérieure, entre deux poutres horizontales en fonte, vers 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,40 au-dessus de la grille, une série d'ouvreaux permettant l'introduction de barreaux de fer en vue du décrassage de la grille. Mais habituellement on bouche ces ouvreaux au moyen de briques, pour que l'air n'entre dans le générateur que par la grille du bas. Ailleurs on a supprimé cette grille elle-même. Le combustible repose alors directement sur les mâcheferes et les cendres qui s'accumulent dans le bas du four. Mais cette disposition est vicieuse; l'entrée de l'air devient irrégulière et les décrassages sont plus difficiles.

Les gazogènes *doubles* se composent de deux gazogènes simples réunis dos à dos. On supprime le mur de fond, et le combustible, qui descend le long des parois inclinées opposées, aboutit à une grille unique horizontale.

Les appareils doubles occasionnent moins de perte de chaleur par les parois; mais, en cas de vent, l'air n'est appelé que par le côté d'où souffle le vent. Les décrassages sont en outre plus pénibles et plus difficiles. Aussi se sert-on rarement des appareils doubles.

La hauteur totale des gazogènes Siemens est de 2<sup>m</sup>,50 à 3 mètres, soit 2 mètres en moyenne, entre la grille du bas et l'intrados de la voûte du four. La distance entre les deux faces latérales est de 1<sup>m</sup>,80 à 2 mètres, celle de l'avant à l'arrière, au niveau de la grille, de 1<sup>m</sup>,20 à 1<sup>m</sup>,40, et, dans le haut du four, de 1<sup>m</sup>,50 à 1<sup>m</sup>,80.

Dans la voûte, près du sommet du plan incliné, on installe une ou deux trémies à double clapet, pour pouvoir charger le combustible sans perte de gaz. Une cheminée en briques, ou tôle, reçoit les gaz; enfin un ou deux petits regards, habituellement fermés, percés dans la voûte, permettent de piquer la charge en cas d'accrochages.

Lorsque deux ou quatre gazogènes simples sont accolés, soit côte à côte, soit dos à dos, une cheminée unique reçoit les gaz des appareils contigus.

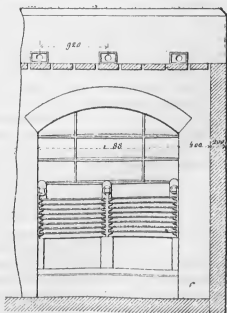


Fig. 8. — Vue antérieure d'un gazogène Siemens.

Ces cheminées suffisent, pour aspirer l'air, lorsque les gazogènes sont en contre-bas des fours où le gaz doit être brûlé. Dans le cas opposé, où les gazogènes sont au même niveau que les fours, on produit l'aspiration par voie de refroidissement. La cheminée du gazogène aboutit à un tube horizontal en tôle de fer, dans lequel les gaz perdent leur chaleur propre; de là ils descendent par une branche verticale au niveau du four de combustion. L'accroissement de densité, dû au refroidissement, engendre le mouvement de la colonne gazeuse; toutefois, l'aspiration ne doit jamais être assez forte pour que l'air extérieur tende à pénétrer par les regards dans le *haut* du gazogène, sinon il s'y formerait des mélanges détonants.

Du reste, à cause de la température élevée qui règne dans le gazogène, la tension des gaz sera toujours plus forte vers le haut du four qu'au niveau de la grille.

Un élément important des gazogènes Siemens est la pente de la paroi antérieure. Cette pente doit être telle que le combustible glisse d'une façon continue, à mesure qu'il disparaît par combustion dans le bas; il faut maintenir constante la charge au-dessus de la grille. De cette condition dépend, en effet, la marche du gazogène; si la charge est faible, on aura de l'acide carbonique; si elle est forte, la production du gazogène diminue, parce que le tirage est plus ou moins gêné. Pour les charbons maigres et les coques, l'angle avec l'horizontale doit être de 40 à 45°; pour les charbons collants, de 55 à 65°.

La grosseur des fragments, la proportion des cendres, l'humidité influent également sur la facilité du glissement. Aussi ne doit-on jamais compter sur le mouvement rigoureusement continu de la charge. Mieux vaut d'ailleurs une pente trop faible que trop forte; on ne peut remédier aux chutes brusques, tandis que les accrochages peuvent être détruits en donnant des coups de ringards au travers des ouvreaux ci-dessus mentionnés. Mais c'est là, il faut bien le reconnaître, un simple expédient. L'inconvénient demeure, car la marche des gazogènes dépend entièrement, au fond, du bon vouloir des ouvriers. Pour y remédier, il faudrait charger d'une façon continue, comme je le dirai dans un instant.

Les gazogènes sont mis en feu comme les foyers ordinaires; on ne charge l'excès de combustible que quand la vivacité de la combustion n'en laisse plus craindre l'étouffement. Une fois en marche régulière, il faut charger par intervalles égaux, d'autant plus rapprochés, que le combustible est plus menu et le tirage plus actif. Il faut d'ailleurs combattre autant que possible les accrochages, comme je viens de le dire. En bonne marche, la température du haut de la charge ne doit pas dépasser le rouge faible. Cependant, malgré la surveillance la plus active, la marche se ralentit par l'accumulation des cendres, comme dans tout foyer ordinaire à grille. On s'en débarrasse, par les moyens connus, tant qu'elles ne sont ni fusibles, ni trop abondantes. En piquant la grille avec précaution, on ne perd que peu d'escarbilles et on ne la dégarnit que faiblement; mais les pertes et l'irrégularité croissent avec la proportion des cendres; s'il se forme des mâchefers, il faudra même procéder par voie de décrassages complets, toutes les douze ou vingt-quatre heures. A cet effet, on enfonce à coups de masse les barreaux ci-dessus mentionnés et enlève les mâchefers après le retrait de la grille proprement dite. C'est un travail pénible et long, pendant lequel l'afflux de l'air favorise la formation de l'acide carbonique.

Ce travail entraîne en outre la chute de nombreuses escarbilles; c'est l'inconvé-

nient principal de tout gazogène à grille; et le mal est d'autant plus grave que les cendres sont plus abondantes et plus disposées à donner des mâchefers. On ne peut y remédier qu'en fondant les cendres, c'est-à-dire en donnant la préférence aux gazogènes, sans grille, ayant la forme de fours à cuve *soufflés*. Observons, de plus, qu'en soufflant les gazogènes à grille, l'inconvénient devient plus grave encore. Le cendrier étant clos, les cendres s'accumulent sur les barreaux et s'y agglutinent en mâchefers à cause de la haute température locale due à l'air comprimé. Le tirage forcé rend donc non seulement la marche des gazogènes ordinaires plus irrégulière, mais encore les décrassages plus pénibles et plus longs.

Ainsi, en résumé, les gazogènes à grille offrent l'inconvénient d'une marche irrégulière, causée par l'intermittence de leur alimentation et l'accumulation des cendres et mâchefers. On cherche à parer au mal en multipliant le nombre des gazogènes et en alternant, d'une façon régulière, les chargements et les décrassages des appareils. Mais, si l'on peut obtenir ainsi une plus grande uniformité dans la production, on ne remédie ni à la formation périodiquement exagérée de l'acide carbonique, ni à la perte causée par la chute des escarbilles.

Des deux inconvénients, que je viens de rappeler, celui de l'intermittence des charges peut être écarté, en substituant au travail des hommes celui d'un appareil chargeur. MM. Gröbe et Lürmann ont proposé, dans ce but, un appareil qui théoriquement remplit la condition désirée, mais dont les dispositions sont trop compliquées pour satisfaire aux justes exigences de la pratique; ce qu'il faut avant tout est la simplicité, sinon les arrêts et les réparations deviennent onéreux.

Les deux dispositions suivantes me semblent répondre mieux au but en question. La première (fig. 9) est une sorte de générateur, à *flamme renversée*, pour les combustibles légèrement humides ou oxygénés. C'est une cuve prismatique, divisée en deux par une cloison verticale. La partie A reste constamment pleine de combustible à gazéifier. Il s'y échauffe et s'y distille graduellement. Mais les gaz et les vapeurs ne peuvent s'en échapper qu'en traversant la région incandescente C, où se forme l'oxyde de carbone. Si la vapeur d'eau, l'acide carbonique et les hydrocarbures liquides, provenant de la distillation, sont peu abondants, ils seront eux-mêmes aussi transformés par le charbon incandescent.

Si, au contraire, le combustible était trop humide, il faudrait allonger le compartiment A et laisser échapper une partie de la vapeur d'eau par le haut.

La grille plonge légèrement de l'avant à l'arrière, pour que la couche combustible reste suffisamment épaisse le long du mur de fond de la chauffe. On réserve plusieurs regards en *m* pour l'introduction des barreaux de fer, destinés à supporter la charge au moment des décrassages; d'autres regards en *n* permettent de combattre les accrochages. Ces divers ouvreaux restent naturellement clos en temps ordinaire.

Le générateur, dont je viens d'esquisser la disposition, diffère peu de celui qui a longtemps fonctionné à la tourbe dans l'usine d'Undervilliers du Jura suisse. Des tuyères y remplaçaient cependant la grille. C'était en réalité un générateur soufflé, à flammes renversées; seulement, au lieu de fondre les cendres, on les enlevait, une ou deux fois par jour, à l'aide d'une porte placée au niveau du sol.

Dans le gazogène proposé, on peut éraindre les accrochages à cause de la hauteur du compartiment A. Aussi vaut-il mieux adopter l'appareil suivant (fig. 10), où le

combustible est amené, dans le foyer, à l'aide d'une vis. Le combustible est placé dans une cuve latérale A, que l'on maintient fermée, ou à découvert, selon

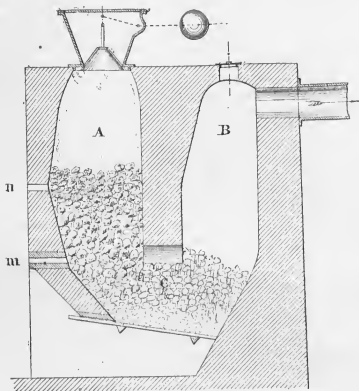


Fig. 9. — Gazogène à flamme renversée. — Échelle 2 centimètres par mètre.

que la matière est peu ou fortement hydratée. Ce compartiment latéral communique avec l'espace B par un conduit horizontal de forme cylindrique, dans lequel se meut la vis *n* en question. Par cet arrangement, le combustible tombe d'une façon continue dans le foyer C, muni d'une grille, à l'instar du générateur précédent. On peut placer aussi en *m* une série d'ouvreaux pour les barreaux temporaires, chargés de faciliter les décrassages. Selon la nature du combustible, on donnera à la charge 0<sup>m</sup>,60, 0<sup>m</sup>,80 ou 1 mètre de hauteur. De l'espace B le gaz se rend directement au four de combustion, à moins que l'abondance de la vapeur d'eau n'oblige à le refroidir par aspersion directe, ou par simple circulation au travers de conduits en tôle, pareils à ceux de l'appareil Siemens ordinaire.

Les générateurs, dont je viens de parler, quoique améliorés sous le rapport du chargement, conservent les défauts inhérents à l'emploi d'une grille, c'est-à-dire la perte des escarbilles, les arrêts périodiques et l'irrégularité de marche. Ces inconvénients sont d'autant plus graves que les cendres sont plus abondantes; on en souffre spécialement en France, dont les combustibles sont de qualité inférieure. C'est, par suite, en France surtout que la suppression des grilles offrirait un intérêt



majeur. Nous sommes donc ainsi ramenés au deuxième type de gazogènes, dans lesquels on se débarrasse des cendres par voie de fusion.

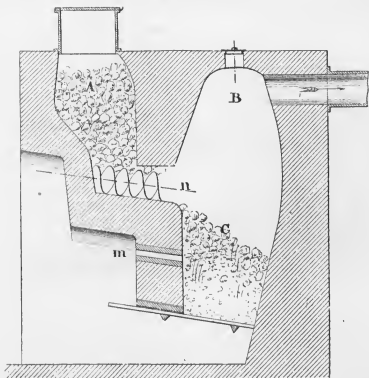


Fig. 10. — Gazogène à grille à chargement continu. — Échelle 2 centimètres par mètre.

**2° Gazogènes soufflés en forme de fours à cuve.** — Les gazogènes du deuxième type sont de petits fours à cuve soufflés, chargés d'un mélange de combustible et de fondants. Un creuset à percées périodiques reçoit les laitiers. Ebelmen a montré les avantages des gazogènes soufflés dès 1842<sup>1</sup>. Il en fit l'essai à Audincourt.

Un four à cuve cylindrique, ou cylindro-conique, de 3<sup>m</sup>,50 à 4 mètres de hauteur, suffit largement; une plus grande hauteur serait même nuisible, car le combustible s'y tasserait. Pour vaincre alors la résistance, il faudrait une pression forte, ce qui augmenterait les frais et occasionnerait dans la charge des cheminées irrégulières (fig. 11).

Lorsque la hauteur n'excède pas 3 mètres, on peut se contenter à la rigueur d'un ventilateur comme appareil soufflant, mais une machine à piston vaut mieux.

Avec le combustible, on charge les substances propres à fondre les cendres. En cas de houille, ou de coke, ce sera du calcaire, ou de la dolomie, calculé de façon à produire des bisilicates; et, pour rendre le mélange plus fusible, on y ajoutera une faible dose de composés — oxydes ou silicates — de fer et de manganèse, ou des

1. *Ann. des Mines*, t. III, p. 207 (4<sup>e</sup> série).

laitiers basiques de hauts fourneaux. — Le haut du four sera fermé et chargé à la façon ordinaire, soit à l'aide d'une simple trémie cylindrique un peu longue, ou

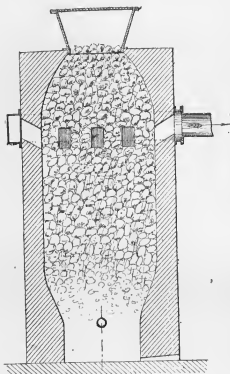


Fig. 11. — Gazogène soufflé.  
Échelle 2 centimètres par mètre.

au moyen de la courte trémie conique avec cloche mobile des hauts fourneaux à fer (*cup and cone*). Dans les deux cas, les gaz s'échappent latéralement par des conduits établis à peu de distance sous le gueulard <sup>1</sup>.

On peut gazéifier ainsi tous les combustibles, à part ceux qui seraient par trop collants. Dans le cas de combustibles humides, il faudrait, comme dans le cas des gazogènes à grille, condenser la vapeur d'eau entre le gazogène et le four de combustion. Dans le gazogène, ainsi établi, le chargement est intermittent, ce qui modifie périodiquement la nature des gaz. Pour remédier à cet inconvénient on peut adopter un appareil de chargement peu différent de celui que je viens de proposer pour les gazogènes à grille, ou bien il faut que le four soit toujours maintenu chargé à un niveau supérieur aux carneaux de sortie des gaz.

A représente le réservoir à charbon et B le gazogène proprement dit; c'est un four à cuve avec ses tuyères, et

le trou de coulée, au niveau du sol, pour les laitiers. La cuve se compose de deux parties : la région basse, de 1<sup>m</sup>,50, remplie de combustible à gazéifier, et la partie haute, qui est au fond un simple conduit pour les gaz (fig. 12).

A la base du compartiment supérieur se trouve, d'un côté, la galerie horizontale par laquelle le combustible du réservoir à charbon est poussé dans le gazogène par une vis; de l'autre, un regard qui permet de régler la marche de la vis d'après le niveau de la charge dans le gazogène.

Sauf la vis de chargement en question, le gazogène soufflé n'est pas une nouveauté. Ainsi que je viens de le rappeler, Ebelmen avait établi à Audincourt un gazogène soufflé au charbon de bois, et, à Pont-l'Évêque près de Vienne, un gazogène analogue au coke.

Peu après, M. B. Frérejean monta un appareil peu différent dans son usine de Grans près d'Annecy. J'ai vu fonctionner ce dernier au lignite et à la houille en 1845,

1. On se sert d'un pareil gazogène à Chester dans l'État de New-York. Le four a 5<sup>m</sup>,60 de hauteur; il est disposé comme un haut fourneau. La pression du vent est de 0<sup>m</sup>,07 de mercure. Pour gazéifier 100 kil. de houille par heure, il faut une force de 1 1/2 cheval-vapeur. Pour fondre les cendres on ajoute 30 à 40 % de laitiers basiques de hauts fourneaux. On charge les scories toutes les deux heures.

et, depuis lors, il a toujours marché et marche encore actuellement à la houille. Le gaz est brûlé dans un réverbère de réchauffage pour billettes de fer. Le gazogène

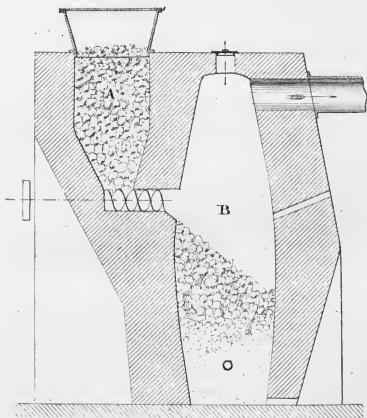


Fig. 12. — Gazogène soufflé à chargement continu. — Échelle 2 centimètres par mètre.

à 5 mètres de hauteur; le gaz est soutiré latéralement à mi-hauteur et le four est maintenu constamment plein, jusqu'au gueulard, pour empêcher les pertes de gaz par le haut.

Cet exemple prouve que le gazogène soufflé marche sans trop d'embarras dès que la proportion des fondants est bien réglé, ce qui n'offre pas plus de difficultés que le dosage d'un haut fourneau proprement dit. Comme la hauteur de la charge est de 1<sup>m</sup>,50 à peine, ni les houilles grasses ordinaires, ni les anthracites ne sauraient offrir de sérieuses difficultés. Il suffirait de mêler au besoin une certaine proportion de charbons maigres ou secs, lesquels sont, comme on sait, particulièrement désignés pour tous les gazogènes sans exception. Un mélange de matières ferrugineuses oxydées, ou des laitiers basiques de haut fourneaux, semblent nécessaires pour empêcher l'empatement du combustible par les laitiers.

Il est facile de voir que la conduite d'un pareil gazogène est moins pénible et exige moins de main-d'œuvre que celle d'un gazogène à grille. La seule objection que l'on puisse y faire est la dépense du moteur pour la compression du vent. Or

ce moteur sera largement payé par la différence de main-d'œuvre et de rendement du combustible.

Lors du décrassage des grilles, on perd, en moyenne, dans le cas de charbons cendreaux, environ 10 pour 100 du combustible chargé. Cette perte dépasse à elle seule les frais du moteur à vapeur. Admettons, en effet, que le gazogène ait à gazéifier 100 kilog. de houille ordinaire par heure. Il faudra pour cela 500 kil. d'air ; soit par seconde,  $\frac{500}{5600} = 0^{\text{m}},14$  ou  $0^{\text{m}},11$ .

En admettant une pression de  $0^{\text{m}},2$  de mercure, on aura pour le travail théorique de la compression  $15\,600^{\text{a}}Qp$ , où  $Q$  est le volume de l'air en mètres cubes,  $p$  la pression en colonne mercurielle et 15 600 kilog. le poids du mètre cube de mercure, on aura donc  $\frac{15\,600^{\text{a}} \times 0,11 \times 0,02}{75} = 2/5$  de cheval-vapeur, et, pour la force du

moteur lui-même,  $\frac{8}{5}$  de cheval dans le cas d'un ventilateur ordinaire, ou  $\frac{4}{5}$  pour le cas d'une bonne machine soufflante à piston. Or, comme une machine à vapeur ordinaire, sans condensation, exige 5 kilog. de houille par heure et force de cheval, on consommerait, dans le cas d'un ventilateur, 8 kilog. de houille pour gazéifier les 100 kilog. de houille, et 4 kilog. dans le cas d'une machine soufflante à piston. C'est moins que la perte de 10 pour 100, ou 10 kilog. par heure, du gazogène à grille<sup>1</sup>.

Il y a donc avantage évident à se servir de gazogènes disposés pour la fusion des cendres. Observons d'ailleurs que, dans le cas où l'on aurait besoin de beaucoup de gaz, il serait préférable d'établir, au lieu d'une série de petits gazogènes, un petit nombre de grands appareils, dont la section horizontale, ainsi que le nombre et la grandeur des tuyères, croîtraient proportionnellement au poids du combustible à gazéifier par heure. On perdrait moins de chaleur par les parois, et la main-d'œuvre serait moindre. Un grand gazogène pourrait recevoir le combustible par deux ou trois vis au lieu d'une seule, mais il vaudrait mieux organiser ces grands appareils à la façon des hauts fourneaux proprement dits. Le seul inconvénient d'un petit nombre de grands gazogènes est la longueur des conduites de gaz entre l'appareil producteur et les fours de consommation. Mais l'expérience montre que la perte de chaleur, dans le cas d'un conduit en briques, est au fond assez faible et même probablement moins forte que celle qui a lieu par les parois d'une série de gazogènes isolés de faibles dimensions. Enfin, si le gaz produit contenait de la vapeur d'eau, le refroidissement serait obligatoire comme dans les gazogènes à grille, de sorte que la longue conduite deviendrait, par cela même, une nécessité.

En résumé, je suis persuadé que la pratique, d'accord avec la théorie, prouvera la supériorité des gazogènes à tuyères opérant la fusion des cendres.

L'apparente simplicité des gazogènes à grille explique la préférence qui leur fut accordée jusqu'à présent. Cette préférence semble même justifiée lorsque les combustibles sont purs ; mais dès que la proportion des cendres s'élève trop, la gazéification sera certainement plus économique et plus facile dans un petit four à

1. A l'usine de Chester, ci-dessus mentionnée, où l'on gazéifie précisément 100 kil. de houille par heure, on consomme, pour la machine soufflante, au plus 2<sup>1</sup>/<sub>2</sub> à 3 kil. de houille par heure.

euve disposé en vue de la fusion des cendres. Il faudra seulement, pour que le laitier ne soit pas encombré de débris de charbon, qu'il soit bien fluide et abondant. Il faut, avec le calcaire, charger des scories de forge, ou de bons laitiers basiques de hauts fourneaux en forte proportion.

### APPAREILS MÉTALLURGIQUES.

Les appareils, employés dans les établissements métallurgiques, sont essentiellement :

- 1° Les *fourneaux*, où s'élaborent les métaux par la voie ignée ;
- 2° Les *machines*, ou *appareils*, propres à fournir le vent aux foyers et aux fourneaux ;
- 3° Les *appareils mécaniques*, propres à façonner les produits obtenus, tels que les moules pour les métaux *fondus*, les machines de *compression*, sous la forme de *presses*, *marteaux*, *laminoirs*, pour les métaux pâteux ou mous.
- 4° Enfin tout un ensemble d'*engins* divers pour le transport, le maniement et l'achèvement des produits métallurgiques.

Passons rapidement en revue ces appareils, en nous attachant surtout aux fourneaux, qui sont plus spécialement du ressort de la métallurgie.

**I. Fourneaux.** — Tout fourneau se compose de deux parties, le massif *intérieur* et le revêtement *extérieur*. La partie interne doit résister aux hautes températures qu'exige le traitement des métaux, et réclame par ce motif des matériaux réfractaires. L'enveloppe extérieure est simplement destinée à consolider et protéger les parois réfractaires ; elle se compose de maçonnerie ordinaire, ou même, le plus souvent, de simples armatures en fer et fonte, dont il me semble superflu de m'occuper ici, tandis qu'il importe de signaler les principales conditions d'où dépendent les formes et les dimensions du massif intérieur.

Or, les formes et les dispositions variées des fourneaux sont subordonnées au but que l'on veut réaliser, c'est-à-dire à la température qu'exigent les procédés métallurgiques, et aux réactions, oxydantes ou réductives, auxquelles les matières métalliques doivent être exposées. Ces réactions dépendent elles-mêmes, en grande partie, de la situation du combustible par rapport à la matière minérale qu'il s'agit d'élaborer ; aussi peut-on, d'après la séparation plus ou moins nette de ces éléments, diviser les fourneaux en trois classes :

- 1° Fourneaux *sans chauffe indépendante* ;
- 2° Fourneaux *pourvus d'une chauffe proprement dite* ;
- 3° Fourneaux à *vases clos*, où la matière minérale est à la fois isolée du combustible et des produits gazeux de la combustion.

**1° Fourneaux sans chauffe indépendante.** — Le combustible et la matière minérale sont réunis dans une même enceinte et réagissent directement l'un sur l'autre, ce qui est la condition la plus favorable pour la bonne utilisation de la chaleur ; mais cette disposition convient peu, lorsqu'on doit *oxyder* la matière

minérale. Ce sont donc surtout des fours de *calcination* ou de *fusion* avec réaction réductrice d'autant plus prononcée que la proportion du combustible sera plus forte eu égard à celle de l'élément minéral.

L'air nécessaire à la combustion peut être amené dans ces fourneaux par *tirage naturel* ou par *insufflation*.

Le tirage ordinaire suffit pour la simple calcination (fours à chaux, calcination des minerais, etc.). Les machines soufflantes sont nécessaires pour les hautes températures (fusion des minerais, etc.); c'est le moyen le plus simple d'arriver à une combustion vive dans un espace relativement restreint. D'après cela, on peut distinguer, dans les usines, les fours à *tirage naturel* et les *fours soufflés*.

Relativement à la hauteur, on appelle *bas-foyers* les petits fours de moins de un mètre, et *fours à cuve* tous les fourneaux dont la hauteur excède cette faible limite inférieure.

Les formes et les dimensions des fours à cuve varient à l'infini, et cela, le plus souvent, sans motifs plausibles. J'ai longuement discuté l'influence de ces éléments dans mon *Traité de métallurgie* (t. I, p. 226 à 255, et t. II, p. 300 à 324). Je ne crois pas utile de m'y arrêter ici; je me bornerai à rappeler, qu'au point de vue de l'utilisation de la chaleur, il faut une hauteur suffisante pour que les gaz n'aient plus, à leur sortie du four (*gueulard*), qu'une température peu élevée; et, d'autre part, la hauteur doit être limitée par la condition, que la charge ne soit pas, dans le bas du four, tassée sous son propre poids, au point de rendre difficile la libre entrée de l'air et la régulière circulation des gaz. La hauteur pourra être, par suite, d'autant plus considérable que le combustible et la matière minérale seront moins friables et en fragments plus volumineux. On doit cependant considérer, dans le cas le plus favorable, 20 à 25 mètres comme limite supérieure, et cela même lorsque la pression du vent équivaut à une hauteur barométrique de 0<sup>m</sup>,20 à 0<sup>m</sup>,25 de mercure.

Quant au profil intérieur des fours à cuve, il doit, autant que possible, favoriser la descente régulière des charges et l'ascension uniforme des gaz, afin que toutes les parties de la matière minérale éprouvent les mêmes réactions chimiques. Il suit de là que l'on doit s'éloigner le moins possible de la forme cylindrique, et que toute variation un peu notable des sections horizontales, successives, de la cuve agit défavorablement sur la marche des fours. Il faut, en un mot, des profils *élancés* plutôt que des profils *trapus*. C'est une règle que la théorie conseille et que la pratique confirme d'une façon positive.

2° **Fourneaux munis d'une chauffe indépendante.** — Lorsque le contact du combustible peut gêner les réactions chimiques, on se sert de fours à *deux* compartiments; la *chauffe*, où brûle le combustible, et le *laboratoire*, ou four proprement dit, destiné à la matière minérale. A la suite vient la *cheminée*, disposée en vue du tirage, ou servant simplement de conduit d'évacuation dans le cas où l'air est amené, sous la chauffe, par un appareil soufflant.

La chauffe reçoit généralement du combustible *solide*, mais peut être disposée aussi en vue de combustibles *liquides* ou *gazeux*.

La température du laboratoire dépend du volume de cette enceinte et du nombre de calories développées par heure dans la chauffe, c'est-à-dire pour un com-

combustible donné, tel que la houille, du poids brûlé par heure et par mètre cube du volume à chauffer. En ne considérant que la chauffe, on peut aussi rapporter le combustible, brûlé par heure, au mètre carré de la chauffe en question. Je cite, dans le *Traité de métallurgie*, de nombreux exemples de fours divers (t. I, p. 257, etc.). Je me borne à rappeler ici que, pour une chaleur modérée, on brûle souvent moins de 50 kilos de houille par heure et mètre carré de la chauffe, tandis que, pour des températures élevées, comme celle que nécessite la fusion de l'acier, on consomme, dans la même chauffe, jusqu'à 400 kil. De même, 100 kil. de houille brûlée par heure suffisent, dans certains cas, pour chauffer un laboratoire de 50 et même 100 mètres cubes (fours à briques), tandis que ce même poids de houille est à peine assez grand pour un volume de 0<sup>m</sup> cub., 50, lorsqu'il s'agit d'y produire la température de fusion de l'acier. Ajoutons que ces exemples supposent l'air de combustion à la température ordinaire. Lorsque l'air lui-même est chaud (*fours Siemens*), alors, bien entendu, le même poids de combustible peut chauffer des volumes beaucoup plus considérables. Dans les fours Martin-Siemens, 100 kil. de houille peuvent amener à la température de fusion de l'acier un espace de plusieurs mètres cubes.

Dans les fourneaux à foyers indépendants la chauffe et le laboratoire peuvent être reliés d'une façon plus ou moins directe. Ainsi, dans les fours à *réverbère*, les deux enceintes ne sont isolées l'une de l'autre que par un simple mur d'une faible hauteur, le *pont*. A part cela, elles sont placées côte à côte sous une voûte unique. Il en est de même des fours à *galères*, où la chauffe occupe l'axe même du laboratoire. Par contre, les fours à *dômes*, munis d'*alandiers*, pour la cuisson des poteries, ne sont reliés aux chauffes que par des carneaux plus ou moins allongés.

De ces trois types de fours, les *réverbères* sont les plus répandus dans les usines. La chauffe, selon la nature du combustible, est munie de barreaux plus ou moins rapprochés, horizontaux ou inclinés, ou formée de gradins, lorsque le charbon est par trop menu. Les dimensions, je viens de le dire, dépendent de l'activité du tirage et de la température qu'il s'agit de réaliser. L'épaisseur de la couche combustible varie, d'autre part, avec les réactions à produire. Il la faut épaisse, si l'atmosphère doit être *réductrice*; faible pour être *oxydante*; d'une hauteur moyenne pour le maximum de température. L'expérience montre, au reste, que même dans ce dernier cas, il faut un excès d'air de 15 à 20 pour 100, de sorte qu'on ne peut réaliser le maximum de température sans une réaction plus ou moins oxydante.

Au lieu de comparer le combustible brûlé au volume du laboratoire, on se contente souvent, dans le cas des réverbères, du rapport de la section du laboratoire à celle de la chauffe. Pour les hautes températures, comme celle de la fusion de l'acier, ce rapport est égal à 1, tandis qu'on trouve 4, 5, 6 dans les fours à cuivre, 8, 9 ou 10 dans les fours pour plomb, et 15 ou même 20 dans les simples fours de grillage.

La forme des laboratoires dépend de la nature de l'opération. La sole est *plane* dans le cas de simples réchauffages; plus ou moins *concave* ou *inclinée*, dans les fours de fusion. Pour protéger la sole et les parois latérales, on les établit sur fonte ou fer, et les rafraîchit par un actif coulant d'air ou d'eau. La voûte est d'autant plus surbaissée que la température doit être plus élevée et la réaction plus oxydante.

3° **Fourneaux à vases clos.** — On se sert de fourneaux à *vases clos*, lorsque les gaz du foyer peuvent nuire à la matière minérale, ou lorsque celle-ci dégage des vapeurs qu'il importe de recueillir. Citons la fabrication de l'acier cémenté, la cuisson des poteries, le traitement des minerais de mercure et de zinc, la production de la vapeur dans les chaudières, etc. On voit, par ces quelques exemples, combien la forme et la disposition de ces fours doivent être variées; et pourtant ils se composent tous des mêmes parties que les fours précédents, le foyer, le laboratoire et la cheminée, et de ces trois éléments, le laboratoire seul, contenant les vases clos, varie avec le but qu'il s'agit de réaliser. Ainsi, on peut distinguer les fours à *vent*, où le vase clos est au centre même du foyer (fusion de l'acier au creuset); les *réverbères*, ou fours à *galères*, dont la sole ou les banquettes reçoivent les vases clos (fabrication de l'antimoine, du zinc, du mercure, etc.); les fours à *carneaux*, où le vase est de toutes parts entouré de conduits que parcourent les flammes du foyer (fours de cémentation, fours pour le recuit du fer, chaudrons divers, chaudières à vapeur, etc.); enfin les fours où le foyer occupe le centre du vase clos, tels que les chaudières à vapeur, pourvus de foyers et de tubes intérieurs.

**II. Appareils servant à produire l'aspiration ou la compression de l'air pour les foyers.** — Pour opérer la combustion, il faut amener de l'air dans les foyers; on atteint ce but par *aspiration* au moyen de *cheminées*, ou par *insufflation* en comprimant l'air.

On se sert de *cheminées*, lorsque la résistance à l'entrée de l'air est faible; c'est le cas des fours à réverbère, et, en général, de la plupart des fourneaux à chauffe indépendante. Il faut, par contre, avoir recours aux *machines soufflantes*, lorsque la résistance atteint 0<sup>m</sup>,005 à 0<sup>m</sup>,040 de mercure, ce qui arrive dans la plupart des fours à cuve à température élevée et marche rapide.

1° **Cheminées.** — Pour la théorie des *cheminées*, je renvoie aux traités spéciaux sur la matière, et en particulier au *Traité de métallurgie*, t. I, § 220 à 228. — Je dirai ici simplement que le *tirage* d'une cheminée, c'est-à-dire le poids d'air aspiré dans l'unité de temps, croît comme la racine carrée de la hauteur de la cheminée, lorsqu'on fait abstraction du frottement, mais qu'en tenant compte de ce dernier élément, on reconnaît que le tirage augmente peu au delà d'une hauteur de 50 mètres. Le tirage croît aussi avec la température des gaz chauds jusqu'à un maximum voisin de 300°. Au delà de 300°, le tirage diminue de nouveau; d'autre part, le tirage est déjà fort peu éloigné du maximum à la température de 200°, de sorte qu'il y a tout avantage, au point de vue du bon emploi de la chaleur, à ne pas laisser aux gaz brûlés une température de plus de 200° à leur entrée dans les cheminées.

La section des cheminées doit être proportionnelle au volume de gaz qu'elles sont appelées à débiter. Il importe que cette section soit assez grande pour que la vitesse des gaz chauds n'y dépasse jamais 10 mètres, et même 5 mètres dans les circonstances ordinaires, afin de combattre les effets nuisibles du frottement dans les carneaux et les cheminées. Or, comme on sait que, pour la combustion complète de la houille, il faut un léger excès d'air, soit 15 mètres cubes, ou 20 kil. par kil. de houille pure, il sera toujours facile de calculer la section d'une cheminée, dès





que l'on sanra le nombre de kilog. de houille, brûlée par seconde, dans l'ensemble des fours qui envoient leur fumée à la cheminée en question. Notons d'ailleurs qu'un excès de largeur ne nuit jamais, tandis qu'une section trop étroite gênera toujours plus ou moins le tirage.

**2<sup>e</sup> Machines soufflantes.** — Lorsque les cheminées ne suffisent plus, on a recours aux *machines soufflantes*. L'air y est directement comprimé par un *piston*, ou bien par simple *entraînement* (trompes), ou encore par la force *centrifuge* (ventilateurs). Les ventilateurs ne donnent qu'une faible pression de 0<sup>m</sup>,010 à 0<sup>m</sup>,020 de mercure; ils ne peuvent donc servir que pour des fours à cuve d'une faible hauteur. Les *trompes* sont d'une construction simple, et rendent de bons services là où une pression de 0<sup>m</sup>,04 à 0<sup>m</sup>,06 suffit, et lorsqu'on a à sa disposition une chute d'eau abondante d'au moins 5 à 6 mètres de hauteur; mais leur effet utile ne dépasse guère 10 pour 100.

Les machines soufflantes à *piston* sont les appareils soufflants les plus répandus. Elles conviennent pour les faibles pressions comme pour les pressions les plus élevées. Je renvoie également, pour leur description, aux traités spéciaux sur la matière, ainsi qu'au *Traité de métallurgie*, t. I, § 235 à 260. Je me bornerai à dire ici que les machines soufflantes à vapeur sont aujourd'hui presque toutes à traction directe, c'est-à-dire que la tige du piston soufflant est reliée directement à la tige du piston moteur, et que les cylindres moteurs et soufflants sont, ou placés verticalement l'un au-dessus de l'autre, ou couchés horizontalement, sur un même bâti, dans le prolongement l'un de l'autre.

J'ajouterai que le travail moteur doit être *double* du travail réellement utilisé par le vent au sortir des tuyères, et que, dans le calcul du volume des cylindres soufflants, on doit supposer le volume d'air, réellement fourni par un appareil soufflant, au plus égal aux 0,75 du volume engendré par le piston.

**3<sup>e</sup> Appareils à air chaud.** — Le vent, fourni par une machine soufflante, peut être amené aux foyers *froid* ou *chaud*. On le chauffe, lorsqu'on veut produire une température élevée sans accroître le poids du combustible brûlé. Le chauffage du vent réalise, par suite, une véritable économie, dès que l'on utilise pour cela la chaleur perdue des foyers eux-mêmes. C'est, en effet, ce qui se fait dans la plupart des usines; on chauffe le vent, soit à l'aide de l'excès de chaleur que possède la fumée avant son entrée dans la cheminée, soit en employant comme combustible les gaz provenant des fours à cuve.

La chaleur est communiquée au vent soit *directement*, soit *par l'entremise d'un corps conducteur*.

Les appareils anciens reposent tous sur ce dernier principe. Ce sont des tubes en fonte, chauffés extérieurement par la fumée ou les gaz, dont je viens de parler, tandis que l'air circule en sens inverse au travers des tuyaux eux-mêmes. A cause de la fusibilité et de l'oxydabilité de la fonte, on ne peut dépasser la température de 500°, et l'on atteint même assez rarement 550 à 400°.

La disposition de ces appareils tubulaires en fonte est assez variée, mais dans tous, sans exception, deux éléments surtout sont importants. Afin de ménager la fonte, il faut une grande surface de chauffe. On peut admettre un mètre carré et

demie par mètre cube à chauffer par minute, lorsque la température doit atteindre 500 à 550°; et 5 à 4 mètres carrés lorsqu'on veut arriver à 500°. Il faut, en second lieu, une section assez grande pour que la vitesse de l'air chaud soit toujours inférieure à 15 mètres, sinon les pertes de pression, dues au frottement, seraient considérables. J'ajouterai que les joints des tuyaux doivent être à *emboîtement* et non à *brides*, et placés au dehors des régions les plus chaudes des enceintes chauffées, afin d'éviter les ruptures et les fuites; il faut aussi que les parois des fours soient pourvues d'ouvreaux, qui puissent permettre le nettoyage facile des tuyaux, dont la surface externe se couvre rapidement de cendres fines. (*Traité de métallurgie*, t. I, § 261 à 275.)

Dans les appareils nouveaux, à températures élevées, le chauffage du vent se fait en quelque sorte d'une façon *directe*.

Les gaz brûlés, qui doivent chauffer, passent au travers d'une enceinte remplie de briques réfractaires, empilées convenablement. Dans ce parcours, ils abandonnent aux briques leur chaleur propre. Lorsque ces briques sont devenues incandescentes, on dirige le courant gazeux chaud dans une seconde enceinte, tandis que le vent froid est amené, dans la première, en sens inverse de la marche que suivaient les gaz chauds.

La température de l'air peut être ainsi portée facilement à 700, 800, même 900°, pourvu que la marche de l'air soit suffisamment lente. Par intervalles réguliers, une ou deux fois par heure, on alterne la marche des gaz et du vent, de façon à chauffer, puis refroidir, à tour de rôle, les deux enceintes.

Lorsque l'air à chauffer est amené dans les appareils, par simple *tirage* (fours *Siemens*), les enceintes sont uniquement entourées d'une maçonnerie ordinaire. Lorsque le vent est fourni par une machine soufflante, il faut que la chambre à briques soit placée dans une enveloppe étanche en tôle forte, pour éviter les fuites (appareils *Cropper*, *Whitwell*, etc.). Pour les dispositions spéciales de ces divers appareils je renvoie au *Traité de métallurgie*, t. I, § 276 à 288.

**III. Appareils propres à façonner les métaux.** — Certains minerais sont concassés et broyés avant de subir le traitement métallurgique. On se sert, à cet effet, de concasseurs américains, ou de cylindres broyeurs, pareils à ceux dont on fait usage dans les ateliers de préparation mécanique. Ils sont suffisamment connus pour que je puisse me dispenser de les décrire ici.

Les mêmes appareils servent également au broyage de certains produits intermédiaires, tels que les *matres* (sulfures) et les *speiss* (arséniures). Aux cylindres broyeurs, on substitue cependant les meules verticales tournant dans un bassin, ou les meules horizontales proprement dites, lorsque la matière doit être réduite en poussière extra-fine (amalgamation et traitement par voie humide des matières argentifères). Ces appareils aussi sont suffisamment connus pour que je puisse me contenter de cette simple mention.

Quant aux métaux, on les façonne de diverses manières à la suite de leur extraction proprement dite : Fondus, on les coule dans de grossiers moules en fonte (*lingotières*), lorsque le métal peut être trempé sans inconvénient, ou doit subir un travail ultérieur. Tels sont les lingots d'acier fondu, pour rails et barres, et les lingots de cuivre, zinc et plomb, destinés au laminage pour feuilles et tôles.

Si, au contraire, la pièce moulée doit recevoir directement une forme plus ou moins façonnée, on prépare le moule en sable, argile ou terre, selon les dimensions et les formes de la pièce qu'il s'agit de couler. Les moules se préparent, dans des châssis en fer et en fonte, à l'aide de modèles en bois ou en métal, correspondant exactement à l'objet que l'on se propose de fabriquer. C'est un art spécial, celui de la *moulerie*, qu'il suffit de mentionner sans autres détails.

Il en est de même des *tours*, *alézoirs*, *machines à planer*, etc., à l'aide desquels les pièces moulées sont appelées à recevoir leur forme définitive.

Enfin les lingots, ci-dessus mentionnés, et les loupes, simplement *soudées*, ont à subir un travail ultérieur, plus ou moins considérable, au moyen d'appareils de compression de diverses sortes.

Pendant longtemps l'engin unique, auquel on avait recours, était le *marteau*. On s'en servait pour *cingler* les loupes, c'est-à-dire pour en expulser les parties scoriacées, et souder ensemble les particules métalliques ; on avait aussi recours au marteau pour transformer les loupes cinglées, ainsi que les lingots et les grosses pièces de forge, en barres, tôles et outils de toutes formes. Bref, le gros marteau, mis en mouvement par une roue hydraulique, et le marteau à main du forgeron ont été longtemps les seuls instruments pour l'étirage et le façonnage des métaux ductiles ou malléables.

Plus tard, au marteau *hydraulique* est venu se substituer le marteau à *vapeur*, et surtout le *marteau-pilon*, soulevé directement par la vapeur, et offrant l'avantage de frapper *verticalement*, et avec une intensité plus ou moins grande, selon les circonstances et les besoins.

Mais, comme instrument d'*étrirage*, le marteau a l'inconvénient d'être lent et quelque peu brutal dans son action. Pour ce travail, on lui préfère aujourd'hui les *cylindres lamineurs*, qui étirent rapidement et d'une façon plus uniforme. On se sert cependant encore du marteau dans les opérations du *matricage*.

On pense aussi, à tort ou à raison, que le choc d'un puissant marteau agit d'une façon plus énergique sur les parties centrales des grosses pièces de fer ou d'acier que la pression des laminoirs ; et surtout, que le martelage comprime mieux d'une façon uniforme dans tous les sens. C'est ce motif qui a fait conserver jusqu'à présent les gros marteaux-pilon pour le travail des canons en acier.

Il en est de même du *matricage*. Les marteaux *ordinaires* sont pourvus de palettes et d'enclumes *planes* ; par contre, lorsqu'il s'agit de donner à la pièce des formes plus ou moins façonnées, on remplace les palettes planes par des matrices en métal dur, dont les creux correspondent aux parties saillantes de la pièce à forger, et réciproquement. C'est ainsi que, par quelques coups de marteau, on obtient rapidement des formes compliquées, telles que roues en fer pour wagons et locomotives. Mais là aussi on tend à substituer, aujourd'hui, au choc du marteau l'action moins brutale de la pression ; seulement ce n'est plus la pression plus ou moins oblique et un peu désordonnée des laminoirs ; c'est l'action directe d'une forte presse hydraulique sur les matrices entre lesquelles se place la pièce à façonner. Ces fortes presses tendent à se répandre de plus en plus, et le moment n'est peut-être pas éloigné où le forgeage des plus grosses pièces, comme le façonnage par les matrices, se fera non plus au *marteau*, mais à la *presse hydraulique*.

Quant au *laminoir*, c'est l'instrument par excellence pour l'étirage ; le *laminoir à cannelures* pour les barres, les rails, les fers à planchers, etc.; le *laminoir à cannelures avec mandrin central* pour les tubes ; le *laminoir uni* pour la tôle, etc.

C'est l'invention du *laminoir* qui a amené la baisse de prix des fers et rendu possible la construction des voies ferrées.

Au *laminoir* on fabrique aujourd'hui les plus grosses plaques de blindage de 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,50 d'épaisseur, comme aussi les verges rondes, pour le tréfilage, n'ayant parfois que 0<sup>m</sup>,005 à 0<sup>m</sup>,004 de diamètre, et les tôles fines, dont l'épaisseur est souvent moindre que celle d'une feuille de papier.

Les *laminaires* ordinaires se composent de deux cylindres horizontaux, dont les tourillons sont solidement maintenus dans de fortes fermes, ou cages, en fonte et fer, pourvues de vis de pression agissant directement sur les coussinets des tourillons. Le moteur actionne les deux cylindres par l'entremise de puissants pignons, et leur imprime une vitesse de rotation d'autant plus grande que les pièces à laminier ont une section moindre. Les anciens *laminaires* marchaient tous d'une façon continue dans le même sens, ce qui obligeait à un aussi grand nombre de retours à vide que de passages utiles. Pour y remédier, on se sert de *laminaires* à trois cylindres (*trios*), ou bien de machines motrices réversibles sans volant, ce qui permet de changer le sens du mouvement après chaque passage. On emploie, en général, les *trios* à mouvement continu pour le laminage des pièces d'une faible épaisseur, et les machines réversibles pour les fortes pièces, tels que rails, plaques de blindage, tôles de chaudières, etc.

**IV. Appareils divers pour le transport et l'achèvement des pièces laminées ou forgées.** — Ces appareils sont sans nombre et se rencontrent dans tous les ateliers de construction. Il faut des chariots, de grandes tenailles, des chemins de fer aériens, etc., pour faciliter les transports ; des cisailles de diverses sortes pour affranchir ou découper les barres et les tôles ; des machines à dresser, raboter, alézer, tourner, percer, polir, etc. Ce n'est plus de la métallurgie proprement dite, c'est de la construction ; aussi puis-je me borner à citer ces engins divers en quelque sorte pour mémoire.

## PROCÉDÉS MÉTALLURGIQUES.

La plupart des traitements métallurgiques sont basés sur la voie *ignée* ; par suite, le plus important des procédés, ou du moins celui qui est à la base de tous les autres, est la *combustion*. Il faut étudier les conditions dans lesquelles s'opère la production de la chaleur et rechercher les circonstances qui la favorisent ou la contrarient. Mais la chaleur, ainsi produite, peut être employée de diverses manières ; elle est utilisée pour de simples réactions physiques, le *chauffage*, la *fusion*, la *volatilisation* ; ou bien elle est appelée à provoquer en outre un changement chimique, tel que la *réduction* ou l'*oxydation*. Ainsi le premier procédé métallurgique qu'il importe d'étudier est la *combustion* ; puis nous passerons aux applications de la chaleur ainsi produite, en nous occupant d'abord du *chauffage* simple,

puis de la *réduction* des matières oxydées, et finalement de l'*oxydation* des composés métalliques. Après cela, viendront les procédés fondés sur la *voie humide*, puis ceux qui ont recours aux réactions *électro-chimiques*, ou aux simples actions *mécaniques*. Commençons par les procédés de la *voie ignée*.

## I. COMBUSTION.

La *combustion* est l'union directe d'un corps avec l'oxygène de l'air à une température élevée; et les substances, qui produisent la chaleur, sont appelées *combustibles*. Ce sont spécialement, comme nous l'avons dit, les composés *hydrocarburés* que nous fournit la nature, les bois, les houilles, les lignites, les tourbes, les pétroles, etc. Cependant, dans les appareils métallurgiques, on utilise également, comme *producteurs* de chaleur, le *soufre*, le *phosphore*, le *silicium*, le *manganèse*, le *fer*, etc. Malgré cela, nous réserverons plus particulièrement le terme de *combustion* à l'oxydation des combustibles hydrocarburés, en distinguant les gaz, les liquides et les solides.

**1° Combustion des gaz.** — Dans les ateliers métallurgiques on a rarement recours à l'*hydrogène*, à cause de son prix élevé. Mais on brûle le gaz des fours à coke et surtout celui des gazogènes proprement dits. Le premier contient spécialement du gaz des marais; le second, un mélange complexe d'oxyde de carbone, d'hydrogène, d'acide carbonique, d'azote, etc. Les gaz, dont je viens de parler, s'enflamment difficilement; la chaleur rouge est nécessaire pour cela. Il faut donc éviter le mélange prématuré de l'air, pour ne pas engendrer des mélanges détonants, à moins d'opérer la combustion à l'aide du brûleur *Bunsen*, où la vitesse d'écoulement du mélange est supérieure à la rapidité de propagation de la flamme.

L'étude des phénomènes de la combustion montre que, pour brûler les gaz, il faut :

- 1° Les chauffer avant leur inflammation par l'air;
- 2° Mêler intimement le gaz et l'air, en les disposant en lames parallèles; ou mieux encore, en injectant l'air, sous forme de jets minces, normalement à la nappe de gaz;
- 3° Donner à ces jets de chalumeau une *grande* vitesse si l'on veut obtenir une flamme *courte* avec chaleur *locale* intense; et, au contraire, diminuer cette vitesse si la température doit être uniforme et modérée dans une enceinte d'une certaine étendue;

4° Chauffer enfin le gaz et l'air si, comme dans les fours Siemens, on veut produire une très haute température dans toutes les parties d'une vaste enceinte.

La première et la dernière de ces conditions peuvent être réalisées de diverses manières. Le moyen le plus efficace est l'emploi de véritables appareils de chauffage, pareils à ceux qui servent pour le vent des hauts fourneaux. On doit spécialement citer les chambres de M. Siemens, ci-dessus décrites, où l'air et les gaz sont

chauffés, jusqu'au rouge, dans de vastes enceintes, en traversant de nombreuses piles de briques incandescentes.

Un moyen plus simple consiste à établir une chambre de combustion dans la région où l'air doit réagir sur les gaz. C'est une enceinte de peu d'étendue, dont les parois, en briques réfractaires, sont constamment maintenues au rouge par la combustion même du gaz, et dont la température reste assez élevée pour que, même dans le cas d'un arrêt momentané, le gaz s'enflamme de nouveau dès sa réapparition. Dans le cas d'interruptions prolongées, il convient cependant d'assurer l'inflammation par la présence d'un foyer, constamment couvert d'un lit de combustible, solide, incandescent. La présence du charbon enflammé est d'autant plus nécessaire que la chambre de combustion est plus vaste et les parois moins chaudes. La nappe de gaz devra, autant que possible, frapper directement le charbon incandescent pour s'y enflammer dès son arrivée. Ces conditions peuvent être réalisées de diverses manières. La disposition la plus simple est celle dont on se sert généralement pour brûler les gaz des hauts fourneaux sous les chaudières à vapeur. Le gaz descend le long du front des chaudières, sous forme de nappe verticale, et vient déboucher dans le foyer, constamment chargé de charbon incandescent. Dans la porte de ce foyer sont percés de nombreux ouvreaux, pour l'admission de l'air, que l'on peut resserrer ou agrandir à l'aide d'une glissière ou d'un simple registre (*Voy. Traité de métallurgie*, tome I, § 295).

A l'origine de l'emploi des combustibles gazeux, on réalisait les températures élevées en injectant le vent, dans la nappe gazeuse, par un ensemble de buses parallèles, disposées à la façon des chalumeaux. Cette disposition avait les avantages, mais aussi les inconvénients de tous les chalumeaux. La température est fort élevée à l'extrémité du dard, peu concentrée partout ailleurs. Cet inconvénient explique l'adoption, aujourd'hui générale, du système des chambres Siemens, où, grâce à la température élevée de l'air et du gaz, la combustion est facile, même sans exiger, dès l'origine, la pénétration intime des gaz par l'air.

L'avantage des combustibles gazeux sur les combustibles solides est dû surtout à la facilité avec laquelle on peut régler les quantités relatives d'air et de gaz. Par la manœuvre d'une simple valve on passe instantanément d'une atmosphère neutre à une atmosphère oxydante ou réductrice; il suffit pour cela de modifier l'afflux de l'air. Si l'air est abondant, la flamme sera courte, et l'atmosphère des fours plus ou moins transparente. Si au contraire l'air manque, la flamme sera longue, fuligineuse, et le four rempli de vapeurs opaques.

**2<sup>e</sup> Combustion des corps solides.** — La combustion des corps solides est difficile à régler. Si le combustible est en gros fragments, la combustion languit, parce qu'elle ne peut s'opérer qu'à la surface de chaque fragment; s'il est menu, il se tasse et ne se laisse plus pénétrer par l'air. Il faut donc autant que possible des fragments de grosseur moyenne; et cette condition est surtout nécessaire lorsque l'air est amené sur le combustible par simple tirage. Le mode de combustion varie d'ailleurs avec la nature du foyer.

Étudions donc successivement la combustion du charbon solide dans une *chauffe à grille* et dans les *fours à cuve*.

**Combustion sur grille.** — Le combustible est supporté par une série de barreaux, entre lesquels passe l'air qui doit s'unir au combustible. L'air est amené, soit par simple tirage, ce qui est le cas ordinaire, soit par insufflation. Dans les deux cas, il arrive *froid*; mais la température de l'air s'élève rapidement par sa circulation entre les barreaux et les fragments combustibles de la chauffe; il y atteint bientôt le degré voulu pour la combinaison de l'oxygène avec les éléments hydrocarburés. Mais c'est ici qu'apparaissent les difficultés de la combustion régulière d'un corps solide. Si la couche combustible est faible, il y aura excès d'air, et cet air emportera en pure perte une partie de la chaleur produite; si elle est forte, l'air circulera difficilement et, au lieu de former de l'acide carbonique, produira plus ou moins d'oxyde de carbone.

Entre les deux extrêmes le juste milieu est difficile à maintenir, et sera d'ailleurs troublé sans cesse par les progrès mêmes de la combustion, à moins de charger le combustible d'une façon continue, et dans la proportion rigoureuse de sa disparition progressive. On a imaginé divers appareils dans ce but, mais on les emploie peu, parce qu'ils sont coûteux et compliquent le service des foyers. En général donc, on charge à la pelle par intervalles égaux; mais alors le foyer est périodiquement refroidi; de plus, la houille froide, tombant directement sur la masse incandescente, fournit brusquement, par distillation, des vapeurs hydrocarburées qui échappent à la combustion; de là, du noir de fumée et de nouvelles pertes par suite des éléments hydrocarburés non brûlés. Enfin le combustible laisse plus ou moins de cendres, qui bientôt obstruent la grille et ralentissent la combustion. Il faut donc des dégrassements périodiques, ou écarter outre mesure les barreaux de la grille, pour déterminer la chute continue des résidus terreux dans le cendrier. Mais, dans les deux cas, les cendres et mâchefers ne tombent pas *seuls* dans le cendrier; des fragments combustibles, des *escarbilles*, les accompagnent, ce qui occasionne de nouvelles pertes. Bref, on le voit, la chauffe à grille est un appareil de combustion fort imparfait, dont la conservation ne s'explique que par sa simplicité, mais dont le remplacement par de bons gazogènes doit être activement poursuivi. Ajoutons que l'effet utile d'une chauffe à grille dépend aussi de l'intensité du tirage; l'expérience montre, en effet, que le tirage forcé, aussi bien que le tirage ultra-languissant, favorise également la formation de l'oxyde de carbone; il faut donc, pour avoir le maximum d'effet utile, se préoccuper en outre de l'énergie du tirage, qui lui-même d'ailleurs doit non seulement varier avec l'état de la chauffe, mais encore avec le but que l'on veut réaliser.

On a cherché à rendre les chauffées à grilles moins imparfaites, tantôt en inclinant simplement les barreaux vers le pont du four, tantôt en les remplaçant par de larges gradins plats en fonte. Le combustible frais avance alors graduellement de la partie haute et froide vers la partie basse et chaude de la chauffe; dans ces conditions aussi les mâchefers s'enlèvent plus facilement et avec moins de perte. Mais ce sont de simples expédients qui atténuent les inconvénients sans les faire disparaître. C'est le motif qui m'engage à les mentionner en passant sans m'y arrêter plus longuement. On peut, du reste, consulter à ce sujet les §§ 509 à 515, du tome I du *Traité de métallurgie*.

Ailleurs on a remplacé les chauffées à grille par des foyers couverts à *tuyères*, qui permettent de mieux régler la combustion (§§ 515 à 517).

**Combustion dans les fours à cuve.** — Les fours à cuve sont remplis de combustible et de matière minérale, alternativement chargés au gueulard. Pour opérer la combustion, le vent est aspiré par simple tirage, ou injecté, vers le bas du four, par une ou plusieurs tuyères. Le combustible se trouve d'autant plus graduellement échauffé, avant d'atteindre la région de combustion, que la cuve est plus élevée. Sous ce rapport donc, les fours à cuve sont supérieurs aux foyers à grille. La chaleur utilisée y croît avec la hauteur des cuves.

D'autre part, la pression du vent doit être assez forte pour que les filets gazeux puissent toujours s'élever librement au travers de la charge ; elle devra donc croître avec la hauteur du fourneau.

L'oxygène de l'air, on le sait, ne se combine avec l'élément combustible qu'après avoir atteint lui-même une température relativement élevée. Si donc le vent, amené par la tuyère, est froid, il parcourra un certain espace, après son entrée dans le four, avant de former de l'acide carbonique ; c'est la zone *préparatoire*. Au delà vient la zone de *combustion*, et finalement la zone *réductrice*, où l'acide carbonique est déjà transformé en oxyde de carbone. A mesure que le vent arrive plus chaud, la zone préparatoire sera moins étendue et la température plus élevée au voisinage des tuyères.

Grâce au phénomène de la dissociation, l'air chaud agrandit d'ailleurs la zone de combustion ; elle ne finit que là où l'oxygène libre reste définitivement uni au carbone à l'état de CO. Malgré cela, les trois zones sont toujours plus ou moins distinctes. Elles ont la forme d'ellipsoïdes concentriques, dont le grand axe est dans le prolongement de la tuyère qui fournit le vent.

L'existence de ces zones suppose, il ne faut pas l'oublier, une certaine prédominance de l'élément combustible, comme dans les hauts fourneaux à fer ; car là, où le charbon est peu abondant, comme dans les cubilots ordinaires des fonderies, ainsi que dans les fours à cuve où l'on traite les minerais de plomb, le carbone est en proportion insuffisante pour réduire l'acide carbonique et même pour absorber entièrement l'oxygène libre. La nature des gaz, qui se forment aux limites de la zone de combustion, varie donc avec la proportion relative du combustible. Là où le combustible abonde, on aura uniquement de l'oxyde de carbone et de l'azote, tandis que là où l'élément combustible fait défaut, l'oxyde de carbone sera peu abondant ; il sera remplacé par un mélange d'acide carbonique et d'oxygène libre. Observons d'ailleurs que, quelle que soit la nature du combustible chargé au gueulard, on ne trouvera, au niveau de la zone de combustion, que du *charbon calciné*, retenant peu d'éléments volatils. Les gaz chauds, dont je viens de parler, chauffent directement les matières du fourneau, en se dépouillant eux mêmes de leur chaleur propre, et réduisent en outre les oxydes métalliques par l'oxyde de carbone. Arrivés au gueulard, ils sont donc notablement refroidis. Outre cela, on y trouve de la vapeur d'eau et des hydrocarbures lorsqu'on charge des combustibles *bruts*. Ils sont également d'autant plus riches en acide carbonique et pauvres en oxyde de carbone que la matière minérale du lit de fusion renferme une proportion plus forte d'oxydes faciles à réduire.

La nature des gaz sortant du gueulard, et, en général, la marche des fourneaux dépend aussi du profil intérieur de la cuve. Pour avoir une marche parfaitement régulière, il faudrait que les éléments de la charge descendissent tous avec une



égale vitesse et que les gaz fussent uniformément répartis. Or ces conditions ne sont jamais réalisées. Le long des parois, à cause du frottement, la charge descend plus lentement qu'au centre, et, d'autre part, les gaz montent plus rapidement et en proportion plus forte le long des parois que dans l'axe du four, où la charge est fortement tassée. Ces différences s'accroissent d'autant plus que le profil s'éloigne davantage de la forme cylindrique, ou de celle d'un cylindre quelque peu évasé vers le haut. À ce point de vue donc, le profil ordinaire des hauts fourneaux à fer, avec élargissement notable vers le tiers ou le milieu de la hauteur (*le ventre*), et contraction notable vers le haut, ne saurait être approuvé. Nous verrons, au reste, qu'au point de vue de la *réduction*, la forme cylindrique est également la plus convenable.

De tous les appareils employés dans les usines métallurgiques, les fours à cuve sont de beaucoup les plus parfaits quant à l'utilisation de la chaleur produite. J'ai constaté, en effet, que, dans les réverbères ordinaires de simple réchauffage, on utilise au maximum 10 pour 100 de la chaleur dépensée; dans les fours Siemens, au plus 15 à 20 pour 100; tandis que dans les hauts-fourneaux à fer on absorbe jusqu'à 70, même 80 pour 100 de la chaleur *engendrée*, soit 40 à 45 pour 100 de la valeur calorifique totale des charbons consumés.

On a cru longtemps que la pression du vent dans les fours à cuve devait croître avec la *densité* des combustibles. C'est une erreur. Tous les combustibles brûlent facilement, pourvu qu'ils soient en fragments assez rapprochés les uns des autres, pour que leur température soit toujours supérieure à celle où le combustible tend à s'enflammer. La pression du vent, je le répète, dépend uniquement de la hauteur des fours à cuve et du degré de résistance que la charge oppose à l'entrée libre de l'air. Il existe des fours à cuve, même alimentés à l'anthracite et recevant l'air par *simple tirage*, dans lesquels la combustion s'opère, d'une façon complète, sans difficulté aucune (fours à chaux et four de calcination pour fers spathiques). C'est la meilleure preuve que l'anthracite n'exige, pas plus que le charbon de bois, du vent à haute pression. D'autre part, un haut-fourneau de 15 mètres de hauteur, alimenté au charbon de bois, réclame une pression de vent tout aussi forte que ce même appareil chauffé au coke.

**5° Combustion des Liquides.** — Les combustibles liquides sont rares, et, partant, d'un prix élevé. Les pétroles ne sont guère employés dans les usines qu'aux États-Unis. On les injecte directement, par les tuyères, dans les fours à cuve, ou bien, à la façon des gaz, dans les fours à réverbère. On se sert, dans ce cas, d'une série de chalumeaux *annulaires*, dont le tube central fournit un mince jet de pétrole sous pression, tandis que par l'anneau arrive l'air poussé par un ventilateur. Dans son usine du faubourg Saint-Antoine, M. Agniet chauffe ainsi une chaudière à vapeur.

Au lieu d'injecter l'air par un ventilateur, on peut l'aspirer aussi par une bonne cheminée. On se sert dans ce cas de l'appareil à grille, inventé par M. Audouin et perfectionné par H. Deville. On connaît cet appareil. Il est employé dans les laboratoires, et suffisamment répandu pour que je puisse me dispenser de le décrire ici. Je rappelle seulement que la combustion se fait dans une petite chambre en briques réfractaires, dont les parois sont maintenues incandescentes. Le liquide

arrive, en filets minces, par une série de rigoles parallèles inclinées; le vent, par les fentes qui isolent ces rigoles; il parvient ainsi dans l'appareil sous forme de nappes verticales peu larges (voyez *Traité de métallurgie*, § 519). Dès que le tirage est bien établi, la combustion est parfaite, pourvu que l'afflux du liquide ne soit pas exagéré.

## II. PROCÉDÉS BASÉS SUR L'ACTION EXCLUSIVE DE LA CHALEUR.

**Chauffage et calcination.** — Le simple *chauffage* d'un métal, ou la *calcination* d'une substance minérale, peut se faire indifféremment dans l'un des trois types de fours précédemment décrits, fours à *cuve*, fours à *chauffe indépendante*, fours à *vases clos*; seulement si, au point de vue de la consommation, les fours à cuve méritent la préférence, il est évident qu'on ne pourra les employer si le contact direct du combustible était nuisible. Dans certains cas, on devra même avoir recours aux fours à *vases clos*, malgré les pertes de chaleur énormes qu'entraînent les appareils de ce genre. Toutes les fois donc que la nature de l'opération le comporte, on devra donner la préférence aux fours à cuve, et organiser le chauffage d'une façon *méthodique*, c'est-à-dire faire circuler en sens inverse la matière à chauffer et le courant gazeux chaud. A ce point de vue, on peut citer comme parfait le four annulaire Hoffmann, pourvu de gazogènes, où les matières, que l'on veut calciner, sont graduellement chauffées par le courant brûlé, qui se rend à la cheminée, et graduellement refroidies par l'air extérieur, qui se chauffe, en traversant les matières minérales calcinées, avant d'atteindre la partie de l'enceinte, où brûle le gaz. (*Traité de métallurgie*, §§ 115 et 522.)

Une disposition analogue a été adoptée par la compagnie du Crensoy pour la calcination des fers spathiques des Alpes. C'est un four à cuve, de 12 mètres de hauteur et 5 mètres de diamètre, divisé en deux compartiments, au tiers de sa hauteur, par une région contractée de 1<sup>m</sup>,40 de diamètre sur 0<sup>m</sup>,50 de hauteur (fig. 15). Le gaz d'un générateur arrive par une série de petits carnaux (i) qui débouchent dans le four immédiatement au-dessous de la région contractée. Sur ce point le gaz rencontre l'air, qui a passé de bas en haut au travers du compartiment inférieur B, rempli de minerai chaud, déjà calciné, de sorte que l'air se chauffe aux dépens du minerai lui-même, tandis que celui-ci arrive refroidi au rampant de sortie, situé à la base du four. Grâce à cette disposition, le gaz est brûlé par l'air chaud, dans la région contractée, d'où les produits chauds de la combustion traversent le minerai du compartiment supérieur (A) et arrivent enfin, sensiblement refroidis, au gueulard de chargement (C). On réalise ainsi, comme dans les fours Hoffmann, le chauffage rigoureusement méthodique.

Mais, si le four à cuve est l'appareil le plus convenable pour la calcination, on ne peut l'employer lorsqu'on veut chauffer des barres métalliques. On se sert alors des *bas-foyers* ou des *réverbères*.

Le *bas-foyer* est le foyer du maréchal-ferrant, où le fer est chauffé, au milieu du combustible, au-dessus du jet de vent d'une tuyère. C'est, à tous les points de

vue, un mode de chauffage des plus vicieux. On utilise fort mal la chaleur, et l'on s'expose à oxyder le fer. On atténue les pertes de chaleur, en couvrant le foyer

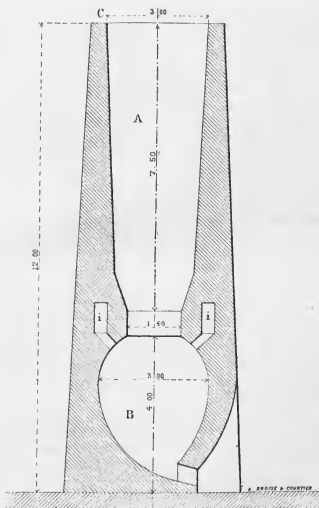


Fig. 13. — Four de calcination au gaz.

d'une voûte fixe, comme dans les ateliers d'étirage au martinet ; mais ces foyers, même couverts, n'en restent pas moins un appareil de chauffage fort dispendieux, auquel on n'a recours que là où le réverbère est trop grand eu égard au poids de la matière à chauffer.

Le plus souvent donc, pour le chauffage des barres à étirer au laminoir, ou celui des grosses pièces que l'on veut forger sous le marteau-pilon, on se sert du four à réverbère à sole plane et à voûte plus ou moins surbaissée. Pour éviter l'oxydation du métal, il faut une atmosphère chargée d'éléments combustibles. A cet effet, on maintient la chauffe bien garnie et l'on cherche à empêcher l'aspiration de l'air exté-

ricur par les portes du laboratoire. On atteint ce but en *soufflant* le four, au lieu de l'alimenter par tirage naturel, ou encore, en plaçant la porte de chargement du laboratoire au bout de la sole, auprès du rampant, au lieu de l'installer dans la paroi latérale. Dans ce cas, l'air aspiré se rend à la cheminée, sans passer sur la sole du four. Cette dernière disposition est surtout employée dans le cas des fours à tôles.

Par suite de la température élevée des gaz, qui se rendent à la cheminée, les réverbères ordinaires utilisent mal la chaleur. On remédie à cet inconvénient en les transformant en fours *Siemens*, qui offrent, en outre, l'avantage de se prêter mieux à la production d'une température élevée, non accompagnée de réaction oxydante. En réglant l'arrivée de l'air, l'atmosphère de ces fours devient, en effet, à volonté, neutre, oxydante ou réductrice. Grâce au mode de combustion, les fours Siemens ont aussi le mérite d'une grande uniformité de température, malgré l'étendue de la sole. Dans les réverbères ordinaires la chaleur est au contraire souvent inégale; de plus, lorsqu'elle doit atteindre le *blanc soudant*, on ne peut donner à la sole du laboratoire qu'une étendue triple de celle de la chauffe.

En divers cas, nous l'avons dit, il faut avoir recours aux *vases clos*. Ainsi le recuit des métaux, la torréfaction du bois, la carbonisation de la houille peu grasse, la cémentation de l'acier, etc., ne peuvent se faire au contact de l'air. On se sert alors, selon les circonstances, de réverbères ou de fours à carnaux, où la flamme enveloppe de toutes parts les caisses en fonte, ou en terre réfractaire, dans lesquelles sont placés les objets à chauffer, à recuire ou à calciner. Les formes de ces appareils sont trop variées pour qu'il y ait quelque utilité à entrer en ce moment dans de plus grands détails. J'ajouterai seulement que les fours à vases clos sont également plus faciles à chauffer au gaz, d'une façon uniforme, qu'à l'aide d'une chauffe à combustible solide. On peut consulter, au reste, un sujet de la grande variété des procédés de chauffage, dont on se sert dans les usines métallurgiques, les §§ 322 à 345 du traité de métallurgie, tome II.

**Fusion.** — La *fusion* des métaux et des matières minérales peut s'opérer, comme la *calcination*, dans les trois types de fourneaux ci-dessus mentionnés; le choix dépend de la nature de la substance qu'il s'agit de fondre, ou du but spécial que l'on poursuit. Pour le moment, d'ailleurs, il ne s'agit encore que de la *simple fusion*, abstraction faite des réactions *réductrices*, ou *oxydantes*, qui accompagnent assez souvent la fusion proprement dite.

La fusion exige, en général, une température plus élevée que la simple calcination; on consommera donc plus de combustible; par suite, il faudra, à plus forte raison, se servir de *fours à cuve*, toutes les fois que faire se pourra, et avoir recours aux *Siemens*, lorsque les réverbères deviendront nécessaires.

On se sert de *vases clos*, placés dans des fours à *vent* ou des fours à *galères*, lorsqu'on traite des masses peu considérables; on fond ainsi le laiton, le bronze, les métaux précieux, l'acier à outils, le verre, etc., Ces ont des pots, ou creusets, en plombagine et terre réfractaire. Les fours à *vent* sont peu économiques; on les remplace par des fours à *galères*, ou des *réverbères* munis de chambres Siemens, dès que le nombre des creusets comporte l'emploi de ces puissants accumulateurs de chaleur. C'est le cas des verreries et des fonderies d'acier. Pour l'acier, on réunit

36 à 40 creusets, en deux rangées parallèles, dans un four étroit, pourvu à droite et à gauche d'une double rangée de chambres à briques pour le chauffage du gaz et de l'air, comme le montre le croquis ci-joint (fig. 14).

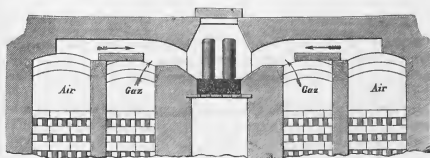


Fig. 14.

Dans un pareil four on ne consomme que 180 kil. de houille par 100 kil. d'acier, au lieu de 500 kil. de coke qu'exigent les fours à vent.

Dans les verreries de Rive-de-Gier, où 12 pots de 500 à 600 kil. chacun sont chauffés à l'aide de fours Siemens, on ne consomme que 110 kil. de houille par 100 kil. de verre, au lieu de 210 kil. à 220 kil., que consommaient les fours à galères ordinaires, usités autrefois, et même 245 à 260 kil., lorsque les pots sont couverts comme dans les cristalleries.

Aux fours à vases clos on substitue les *réverbères*, lorsque les masses à fondre sont considérables et redoutent peu le contact des gaz oxydants. On fond ainsi la fonte de fer, le bronze pour canons ou cloches, le verre ordinaire, les minerais de cuivre, etc. La sole est légèrement concave, ou présente une légère pente, soit vers le trou de coulée, soit vers le bassin intérieur, dans lequel on puise la matière fondue (cuivre rouge). L'opération offre peu de difficultés, lorsque la matière à fondre n'est guère oxydable. La consommation est cependant encore considérable, et si on veut la réduire sérieusement, il faut avoir recours aux fours Siemens. C'est la méthode aujourd'hui suivie dans les verreries, les aciéries, les usines à cuivre, etc.

Enfin, lorsqu'on veut amener les frais au minimum, il convient d'opérer la fusion dans les *fours à cuve*.

On refond ainsi la fonte de fer dans les fonderies de seconde fusion. En se servant de fours à cuve cylindriques de 5 à 6 mètres de hauteur (*cubilots*), et à section rétrécie au niveau des tuyères, on peut arriver à ne consommer que 6 à 7 pour 100 de coke, dès que la marche est assez rapide pour passer 5 à 4 tonnes de fonte par heure. Des fours analogues conviennent aussi au traitement des minerais de cuivre, lorsqu'il s'agit simplement de séparer, par voie de fusion, la gangue des métaux sulfurés (fonte crue). Dans les grands cubilots, la chaleur utilisée atteint pour le moins 50 pour 100 de la chaleur engendrée, tandis que les *réverbères* Siemens, les mieux disposés, réalisent au maximum 20 pour 100, et même le plus souvent pas au delà de 15 pour 100. (*Métallurgie*, tome II, § 558.)

### III. PROCÉDÉS RÉDUCTIFS.

La plupart des métaux se rencontrent, dans le sein de la terre, unis à l'oxygène ou au soufre ; et, comme les sulfures sont eux-mêmes transformés en oxydes par le *grillage*, c'est par *réduction*, en dernière analyse, que s'obtiennent le plus souvent les métaux.

Les agents réducteurs sont le *carbone*, les *hydrocarbures* et certains *métaux* ou *métalloïdes*. Occupons-nous d'abord de la réduction par l'oxyde de *carbone* et les *hydrocarbures* à l'état de gaz ou de vapeurs.

**Réduction par les gaz seuls.** — A une température élevée, les oxydes de tous les métaux ordinaires peuvent être complètement réduits par l'oxyde de carbone et les hydrocarbures, lorsque ces agents réducteurs sont en excès. Je dis en *excès*, parce que certains métaux, tels que le manganèse, le fer, le zinc, sont *réoxydés* par l'acide carbonique et la vapeur d'eau produits, dès que ces composés ne sont pas *noyés* dans l'agent réducteur. Ainsi M. Debray a montré qu'un mélange à volumes égaux de CO et CO<sup>2</sup> ne peut ramener les oxydes de fer au-dessous du protoxyde, et, d'après M. Deville, la vapeur d'eau contrebalance également l'action de l'hydrogène. Les expériences de MM. A. Müller et Lencanhez ont montré également qu'un mélange de CO et CO<sup>2</sup>, capable de réduire l'oxyde de zinc à très haute température, réoxyde de nouveau le zinc métallique à une température moindre. Il suit de là que la réduction des oxydes métalliques est pratiquement impossible, dans les usines, par les *gaz seuls* ; il faudrait un trop grand excès de l'agent réducteur. C'est là ce qui explique l'insuccès des nombreux inventeurs, qui ont voulu, par ce procédé, extraire le fer *doux* des minerais. Au lieu de se servir de *gaz seuls*, il faut faire intervenir aussi le carbone *solide*, qui réduit de nouveau l'acide carbonique et la vapeur d'eau en oxyde de carbone et hydrogène.

**Réduction par l'action combinée des gaz et du carbone solide.** — Dès qu'un oxyde métallique, tel que l'oxyde de fer, est chauffé au contact du charbon, il se forme de l'acide carbonique qui, à son tour, réagit sur le carbone. Chaque équivalent CO<sup>2</sup> se transforme ainsi en 2CO ; puis ces 2CO, au contact de l'oxyde de fer, donneront 2CO<sup>2</sup>, que le charbon ramènera en 4CO, et ainsi de suite indéfiniment, en admettant que rien ne se perde ; en tout cas, on le voit, l'action des gaz réducteurs, au contact du carbone solide incandescent, est tout autre que celle des gaz isolés. Les deux réactions peuvent s'observer dans les hauts-fourneaux à fer. Dans la partie basse des hauts-fourneaux, où la température est élevée, l'acide carbonique, produit par la réduction, est constamment ramené à l'état d'oxyde de carbone ; c'est ce que j'appellerai la réduction avec *consommation de carbone solide*. Dans les régions supérieures des hauts-fourneaux, au contraire, où le charbon n'est pas encore incandescent, l'acide carbonique, dû à l'action de l'oxyde de carbone sur le minerai de fer, s'échappera tel quel du gueulard sans être ra-

mené en oxyde de carbone. Ainsi donc, dans les hauts-fourneaux, la réduction *début*, vers le haut, par les *gaz seuls*, tandis qu'elle *s'achève*, dans le bas, par l'*action combinée des gaz et du carbone solide*.

Les mêmes réactions se produisent dans l'appareil imaginé par Chenot. C'est une cornue prismatique verticale, en briques réfractaires, de 10 mètres de hauteur, remplie de lits alternatifs de charbon de bois et de minerai, et chauffée par plusieurs foyers, dont les flammes montent, par un série de carneaux, le long des parois de la cuve. L'oxyde est réduit, et se transforme en une sorte d'éponge métallique, qui se refroidit à l'abri de l'air dans la partie inférieure de l'appareil. Mais cette éponge n'est pas du fer pur; elle contient, outre le fer proprement dit, les parties terreuses du minerai. Il faut la réchauffer, dans un fen de forge, jusqu'au blanc soudant, puis expulser sous le marteau les éléments étrangers, et finalement souder les particules ferreuses en un bloc massif, appelé *massiau*. C'est une opération coûteuse qui entraîne la réoxydation partielle du fer. Bref, le procédé, par lequel on obtient directement du *fer doux*, est moins économique que celui des hauts-fourneaux où, grâce à la haute température, le fer carburé fond aussi bien que les matières terreuses, qui se séparent alors d'elles-mêmes sous forme de laitiers fluides.

Observons d'ailleurs, que les mêmes inconvénients se retrouvent dans tous les appareils qui ont pour but la production directe du fer doux. Je puis donc me dispenser de m'y arrêter et renvoie, en ce qui concerne ces autres procédés, au *Traité de métallurgie*, tome II, §§ 440 à 444.

**Réduction des oxydes à métaux volatils.** — L'opération se complique lorsque le métal est volatil; il faut alors opérer en *vases clos* et ajouter un *condenseur* à l'appareil réducteur. Or ce condenseur ne peut être fermé, puisque les produits gazeux doivent avoir une issue, et cependant il faut empêcher les rentrées d'air, pour éviter la réoxydation du métal. Il faut même refroidir très brusquement, afin de combattre la réaction oxydante de l'acide carbonique, et celle de l'oxyde de carbone dans le cas des métaux alcalins. Il faut enfin que le condenseur ait une température telle que le métal y reste *fond*, et ne s'y transforme pas en poussière métallique par un refroidissement trop intense.

La réduction se fait dans des *tubes* ou des *mouffles*, que l'on chauffe dans des fours à dôme, ou dans des réverbères, souvent pourvus depuis peu d'*accumulateurs* Siemens. Les tubes et les mouffles doivent être imperméables et résister aux vapeurs métalliques. On emploie des vases en fer pour le *potassium* et le *sodium*, en terre réfractaire pour le *zinc* et le *cadmium*, dont les vapeurs corroderaient le fer; malheureusement ces derniers condenseurs sont imparfaits, car la terre réfractaire, même fortement comprimée, n'est jamais complètement imperméable.

Quant à la disposition des fours et des condenseurs, elle varie à l'infini. Ces détails appartiennent aux métallurgies spéciales des divers métaux. J'ajouterai donc seulement que l'emploi des vases clos entraîne une consommation énorme de combustible; que le zinc, par exemple, réclame, pour sa production, 5 à 6 tonnes de houille dans le cas le plus favorable. C'est cette consommation élevée, qui a provoqué les nombreuses tentatives de réduction des minerais de zinc dans les fours à cuve. Malheureusement les difficultés de la condensation ont jusqu'à présent fait échouer tous ces essais.

**Réduction avec fusion partielle ou totale.** — La réduction des oxydes métalliques, par l'action combinée des gaz et du charbon solide, est parfois réalisée, comme on vient de le voir, sans fusion proprement dite de la matière minérale. Plus souvent cependant il y a fusion *partielle*, et dans le plus grand nombre de cas, fusion *totale*.

Occupons-nous d'abord de la fusion *partielle*. On peut fondre la gangue et ne pas fondre le métal, ou bien inversement fondre le métal et ne pas fondre la gangue.

On fond la gangue et non le métal dans les foyers *catalans* et les fours à *loupes*, où le minerai de fer est directement transformé en fer malléable. Ce sont d'anciens procédés, peu économiques, que l'on rencontre encore, çà et là, dans les pays arriérés, comme les Pyrénées et la Finlande, et surtout chez les peuplades non civilisées de l'Afrique et de la haute Asie.

Le four catalan est un *bas foyer* profond, que l'on remplit de charbon de bois, tandis que le pourtour est garni de minerai. Le vent de la tuyère pousse l'oxyde de carbone, avec des particules charbonneuses solides, au travers de la ceinture de minerai, qui subit ainsi la réduction. A la suite de cette première période, l'ouvrier pousse, avec son ringard, la masse réduite vers la zone de combustion, au voisinage de la tuyère, où la gangue fond rapidement, tandis que les particules ferreuses se soudent en *loupe*, que l'on comprime et étire ensuite sous le marteau. Sans s'arrêter davantage à ce procédé, on voit de suite que la consommation doit être forte, le rendement faible, et le fer plus ou moins mêlé de particules scorifiées. C'est plus que suffisant pour condamner ce mode de réduction.

Dans les fours à *loupes*, le travail est peu différent et le résultat tout aussi imparfait. Ce sont des fours à cuve peu larges, de 2 à 3 mètres de hauteur, où le minerai, stratifié avec le charbon, est également transformé en *loupe*. On retire celle-ci du fourneau toutes les 6 ou 8 heures, et la transporte dans un bas foyer voisin, où, sous l'action du vent, la gangue terreuse entre en fusion, tandis que les particules ferreuses se soudent d'une façon plus complète. On cingle et forge enfin la loupe sous le marteau, comme dans les forges catalanes. C'est on le voit, un procédé imparfait, fort dispendieux, depuis longtemps condamné.

On n'a pas mieux réussi, au point de vue industriel, dans les essais de réduction des minerais de fer au réverbère. On pouvait le prévoir, car les réverbères ne favorisent guère les réactions réductrices. Les oxydes faciles à réduire peuvent seuls être traités dans ces appareils. On réduit ainsi l'*oxyde de plomb*. C'est un exemple qui nous montre la fusion du métal sans la fusion de la gangue.

Les minerais de plomb oxydés peuvent, en effet, être réduits au réverbère, en les chauffant au rouge, mêlés à de la houille menue. On opère dans un réverbère à sole inclinée; le plomb coule, tandis que les matières étrangères demeurent intactes, sous forme de crasse solide, au haut de la sole.

Plus souvent, cependant, la réduction se fait avec fusion *totale* du métal et de la gangue. On traite ainsi les minerais de plomb oxydés dans les usines du Derbyshire en Angleterre. C'est aussi au *réverbère* que l'on réduit, avec fusion complète, les minerais d'étain et d'antimoine. On y mêle 20 pour 100 d'anhracite, et la flamme, venant de la chauffe, doit en outre renfermer des hydrocarbures et de l'oxyde de



carbone. Dans ces conditions, l'opération réussit, parce que les oxydes d'étain et d'antimoine, comme l'oxyde de plomb, sont plus réductibles que l'oxyde de fer. Cependant, même pour ces métaux, les réverbères sont peu propres aux fusions réductives; c'est le *four à cuve* qui doit être employé de préférence.

Exceptionnellement, et lorsqu'il s'agit de faibles quantités, on se sert aussi de *creusets* réfractaires, placés dans un four à vent, ou sur la sole d'un réverbère ou d'un four à galères. On réduit de la sorte, dans quelques usines, l'oxyde d'antimoine et l'oxyde de nickel.

**Fusion réductive au four à cuve.** — Le four à cuve, qui est l'appareil le plus propre pour la fusion ordinaire, est aussi le fourneau le plus convenable pour la *fusion réductive*. La chaleur est bien utilisée, et la matière à réduire directement exposée à l'action combinée du gaz et du charbon solide.

On sait que, dans les fours à cuve, il se produit, par la combustion auprès des tuyères, un courant gazeux *chaud* ascensionnel, qui se refroidit par la transmission directe de sa chaleur propre aux éléments du *courant solide* descendant. C'est par la réaction de ce courant gazeux sur le courant inverse du lit de fusion que s'opèrent la *réduction* et la *fusion* du minerai. Or, les éléments essentiels de ce courant gazeux sont sa *nature chimique*, sa *température*, sa *vitesse* et sa *répartition* plus ou moins uniforme dans les diverses sections du four. Examinons chacun de ces quatre éléments.

La *composition* du courant gazeux, à son origine, dépend surtout de l'abondance relative de l'élément charbonneux. Si, comme dans les hauts-fourneaux à fer, le poids du carbone atteint, ou dépasse, le tiers de la masse à fondre, on aura, outre l'azote de l'air, presque exclusivement de l'oxyde de carbone. Si, au contraire, comme dans les usines à plomb, le charbon est en proportion faible, les gaz retiendront une forte proportion d'acide carbonique et parfois même de l'oxygène libre.

L'action réductrice du courant gazeux dépendra donc essentiellement de la proportion relative du charbon solide. Mais cette action variera aussi avec la *nature* de l'oxyde à réduire. Pour l'oxyde de fer, et surtout l'oxyde de manganèse, il faut de l'oxyde de carbone presque pur; pour les oxydes de cuivre et de plomb, la présence de l'acide carbonique n'affaiblit guère l'énergie réductrice de l'oxyde de carbone.

A mesure que les gaz s'élèvent au travers du minerai, l'oxyde de carbone se transforme en acide carbonique par la réduction de l'oxyde métallique. Aussi, au gueulard, trouve-t-on toujours un mélange des deux gaz; mais l'expérience montre, dans les usines à fer, que la réduction ne sera complète, au niveau de la tuyère, que si, au gueulard, le rapport  $\frac{\text{CO}^2}{\text{CO}}$  est au-dessous de 0,70. Ajoutons que la composition du courant gazeux dépend aussi de la *nature du combustible chargé*. Le charbon de bois réduit plus facilement  $\text{CO}^2$  en CO que le coke et l'anthracite. Les combustibles *bruts*, qui renferment de l'eau, ou d'autres éléments volatils, empêchent presque complètement, en refroidissant le courant gazeux, la régénération de l'oxyde de carbone.

D'autre part, la *température du vent* influe également sur l'énergie réductrice

du courant gazeux. A mesure que le vent est plus chaud, la *température du courant gazeux* sera également plus élevée à son origine; par suite, son énergie réductrice croîtra en intensité. C'est le motif qui rend la fonte de fer d'autant plus *impure* (plus chargée d'éléments étrangers) que le vent est plus chaud. Malgré cela, on se sert du vent chaud, parce que cet apport de chaleur facilite la réduction et diminue la consommation. Comme conséquence accessoire, on peut noter un moindre volume et une température moins élevée du courant gazeux au gueulard.

La *pression* du vent agit jusqu'à un certain point comme sa température. Le degré de chaleur, dans la zone de combustion, augmente avec la pression du vent, mais les fortes pressions ont surtout l'avantage d'éloigner des parois le lieu de la combustion, et de rapprocher, au contraire, le maximum de température du centre de la cuve.

Le troisième point important à régler est la *vitesse* moyenne du courant gazeux, c'est-à-dire le *volume* d'air fourni par les tuyères. Cette vitesse doit être telle que la réduction des oxydes métalliques puisse s'achever avant la fusion des matières terreuses. Si un haut-fourneau recevait trop de vent, l'oxyde de fer arriverait aux tuyères incomplètement réduit et y formerait du silicate de fer. Avec un minerai et un fourneau donné, on ne peut dépasser un certain maximum, qui, du reste, sera d'autant plus élevé que le minerai est plus réductible et plus fusible. Observons encore, que non seulement la vitesse du courant gazeux croît ou décroît avec le volume du vent, mais encore celle du lit de fusion, qui descend d'autant plus vite que le vent injecté brûle plus de charbon dans un temps donné. D'autre part, une marche trop lente peut favoriser la régénération de l'oxyde de carbone, en laissant l'acide carbonique trop longtemps au contact du carbone incandescent.

Mais il ne suffit pas de régler la vitesse moyenne, il faut encore que les gaz soient *uniformément répartis*, sinon la réduction est inégale. Il faut pareillement que le lit de fusion descende partout également vite. Ces deux conditions ne peuvent être réalisées d'une façon rigoureuse, mais il faut du moins s'en approcher le plus possible. Or, il est évident que la répartition du courant sera d'autant moins uniforme que la forme générale du four s'éloignera davantage de celle d'un cylindre.

Le profil cylindrique est le plus rationnel, pourvu que la pression du vent soit assez forte pour le faire pénétrer jusqu'au centre même du four. Cependant, le long des parois, le tassement des matières est moindre qu'au voisinage de l'axe, de sorte que les gaz auront toujours une certaine tendance à fuir le centre. On cherche à combattre cette fâcheuse tendance, en évasant le fourneau à partir des tuyères jusqu'au gueulard. La charge, en glissant le long des parois, comme sur un plan incliné, y gêne le passage des gaz et les reporte vers le centre. Cette disposition est aujourd'hui généralement adoptée dans les usines, où l'on traite les minerais d'étain, de cuivre, de plomb et d'argent (fig. 15).

Mais l'évasement continu n'est pas possible dans le cas des grands hauts-fourneaux, parce que leur section deviendrait trop forte au gueulard, ce qui rendrait le chargement difficile. On devrait cependant, contrairement à ce qui se fait habituellement, moins évaser les étalages, donner au ventre une section moindre, et construire la cuve, à partir de ce point, à peu près cylindriquement. Tout *surplomb*

des parois tend, en effet, à y attirer le courant gazeux. On devrait, en un mot, préférer les profils *élancés* aux profils *trapus*. L'allure y est plus régulière et la marche plus économique. Enfin, il faut aussi combattre, par le *mode de chargement*, la

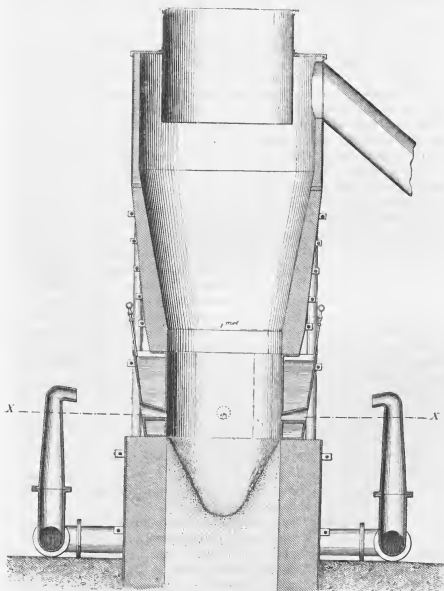


Fig. 15. — Four à cuve, à paroi évasée, pour minerais de plomb. — Échelle de 3 centimètres par mètre.

lâcheuse tendance des gaz à suivre les parois. Sans entrer à cet égard dans les détails d'exécution, il est facile de comprendre que l'on attire les gaz vers le centre, en y accumulant les *gros* fragments de minéral et de combustible, et en rejetant,

au contraire, le *menu* vers le *pourtour*. C'est l'expédient auquel on a recours pour corriger le défaut des profils qui s'éloignent trop de la forme cylindrique. (Voy. *Métallurgie*, tome II, § 461 à 465).

Voyons maintenant comment on peut fixer les principales dimensions d'un four à cuve de réduct on.

L'une des dimensions les plus importantes est la section *transversale* de la région de fusion au-dessus des tuyères. Il faut qu'elle soit en rapport avec la pression du vent, qui doit pouvoir pénétrer jusqu'au centre de la zone de fusion. Dans les grands hauts-fourneaux à fer, où les charges sont fortement tassées, on ne peut dépasser impunément 2<sup>m</sup> à 2<sup>m</sup>,50 comme diamètre, pour une pression de vent de 0<sup>m</sup>,20 à 0<sup>m</sup>,25 de mercure. A mesure que la hauteur du fourneau est moindre, on peut aussi réduire la pression, tout en modifiant peu le diamètre; mais lorsque la pression descend à 0<sup>m</sup>,04 ou 0<sup>m</sup>,05, comme dans les usines à cuivre et argent, alors le diamètre doit être ramené à 1<sup>m</sup>,50, même 1<sup>m</sup>,20, la hauteur du fourneau n'étant pas au-dessus de 7 à 8 mètres, et le minerai souvent menu.

Le diamètre de la région de fusion une fois fixé, on en déduit les dimensions transversales des parties hautes, d'après les principes ci-dessus développés. Cela fait, le *volume* du fourneau ne dépend plus que de la *hauteur*, ou inversement la hauteur du *volume*. On peut se donner *à priori* l'un ou l'autre des deux éléments; seulement, on ne devra jamais oublier que, comme la hauteur est limitée par la pression du vent, le volume aussi ne devra pas dépasser un certain maximum, au risque de tomber dans les profils *trapus*. Bref, l'expérience montre que le volume et la hauteur devraient être tels que jamais le diamètre de la section la plus élargie du fourneau ne soit supérieur *au quart* de la hauteur du fourneau. Or, cette condition n'est pas remplie dans les hauts-fourneaux modernes du type *trapu*; aussi leur allure est-elle rarement satisfaisante. (*Métallurgie*, tome II, § 471 à 477.)

Remarquons encore que la température de la région de fusion dépend, en partie, de la section transversale du four en ce point. Le diamètre de cette région peut être d'autant plus considérable que les matières à fondre sont plus fusibles, la température et la pression du vent plus élevées.

Les autres dimensions des fours à cuve sont relativement accessoires, pourvu, je le répète, que l'on ne s'éloigne pas trop du profil cylindrique. Je puis donc me dispenser d'entrer à cet égard dans de plus grands détails, qui sont en réalité du domaine des métallurgies spéciales des divers métaux.

Une question plus importante est celle de la détermination de la chaleur *utilisée*. C'est, en effet, le moyen le plus précis de se rendre compte de l'allure des fourneaux. Il s'agit de comparer la chaleur *utilisée* à celle qui est *consommée*. La chaleur utilisée est celle que réclament les diverses réactions des matières mises en présence, telles que la réduction, la fusion, la décomposition des minerais et des gangues, etc. Cette évaluation n'est pas toujours facile; on ne connaît pas encore exactement les calories absorbées, ou développées, par toutes les réactions mises en jeu. Il faut souvent se contenter de simples approximations. Cependant les savants se préoccupent de jour en jour davantage des effets calorifiques qui sont le produit des réactions chimiques. M. Berthelot a réuni, dans sa *Thermo-chimie*, les résultats obtenus.

D'autre part, j'ai cherché à déterminer la chaleur possédée par les principaux produits en fusion, au moment de leur sortie des appareils métallurgiques, tels que les fontes, les aciers, les laitiers, les scories, les mattes, les métaux ordinaires, etc. (*Ann. des Mines*, 7<sup>e</sup> série, t. IV et VIII.)

On peut donc, tout au moins d'une façon approximative, déterminer les quantités de chaleur nécessaires aux plus importantes opérations métallurgiques.

Quant à la chaleur réellement *consommée*, on peut l'apprécier de deux façons différentes. On fixe le poids du combustible consommé, et on en déduit la chaleur *totale* qu'il pourrait développer, si le carbone était entièrement transformé dans le four à cuve en  $\text{CO}^2$ , et l'hydrogène en  $\text{H}_2\text{O}$ . Ou bien, on peut évaluer la chaleur réellement *engendrée* dans le fourneau, en tenant compte de l'oxyde de carbone et de l'hydrogène plus ou moins carburé, que l'on retrouve, mêlés à l'acide carbonique, dans les gaz du gueulard. Ce dernier mode de comparaison est plus rationnel, du moins lorsqu'on utilise les gaz du gueulard au chauffage du vent et des chaudières. Il faut seulement ajouter, dans ce cas, à la chaleur *engendrée*, celle qui est *apportée* par le vent chaud. Ces déterminations supposent connus le volume du vent et la nature exacte des gaz. Ces éléments déterminés, il est facile d'en déduire les chaleurs *engendrées* et *apportées* c'est-à-dire la totalité de la chaleur *reçue* par le fourneau.

Au reste, les deux modes de comparaison sont également intéressants; et, dans beaucoup de cas, pour se rendre compte de la marche des fourneaux, il convient de comparer aussi la chaleur *engendrée* à la chaleur *totale*.

Je renvoie, pour le détail des calculs, aux exemples développés dans le *Traité de métallurgie* (tome II, § 480 à § 495), et me borne à citer les résultats suivants.

Dans les hauts-fourneaux à fer la chaleur *utilisée* équivaut, en moyenne, lorsque l'allure est bonne, à la *moitié* de la chaleur *totale*, mais dépasse parfois à peine le *tiers*, tandis que la comparaison de la chaleur *utilisée* à la chaleur *reçue* donne les rapports suivants :

	Très bonne allure.	Mauvaise allure.
Chaleur utilisée. . . . .	80	70
Chaleur sensible des gaz. . . .	10	20
Perte par les parois. . . . .	10	10
Chaleur totale reçue. . . . .	<u>100</u>	<u>100</u>

Ajoutons qu'à part 4 à 6 pour 100 de la chaleur *totale*, mesurant la *perte* par les parois du four à cuve, le reste, qui n'a pas été *utilisé*, soit 45 à 60 pour 100, se retrouve dans les gaz combustibles.

**Réduction par les agents sulfurés, arsénisés ou métalliques.** — Les oxydes métalliques sont habituellement réduits, comme on vient de le voir, par l'action combinée du carbone solide et des gaz. Mais plusieurs d'entre eux sont également décomposés par le soufre, l'arsenic ou d'autres métaux plus avides d'oxygène. Ainsi l'oxyde de cuivre est décomposé par le sulfure de cuivre; il se forme de l'acide sulfureux et du cuivre métallique :  $2\text{CuO} + \text{CuS} = 3\text{Cu} + \text{SO}^2$ . Cette réaction sert de base au traitement des minerais de cuivre.

Le sulfure de fer agit de même sur l'oxyde de cuivre; il en résulte de l'oxyde

de fer et, selon la proportion relative des composés, du cuivre métallique, ou du sulfure de cuivre, ou bien un mélange de ces deux substances.

La même réaction se produit entre les composés oxydés et sulfurés du plomb. On peut décomposer ainsi l'oxyde, ou le sulfate, par le sulfure :



Le traitement des minerais de plomb au réverbère repose spécialement sur cette double décomposition. C'est la méthode dite *par grillage et réaction*.

On décompose de la même manière les oxydes, ou silicates de cobalt et de nickel, par l'arséniure de fer. Il en résulte de l'oxyde, ou plutôt du silicate de fer, et de l'arséniure de cobalt et de nickel. Si, au lieu d'arséniure de fer, on prend de l'arsénio-sulfure, une partie seulement du fer est oxydé, le reste demeure sulfuré, tandis qu'il se formera aussi de l'acide-sulfureux.

Ces sortes de réactions varient avec les métaux; ainsi, l'oxyde et le sulfure de zinc, au lieu de se décomposer réciproquement, se combient et forment de l'oxy-sulfure. Il en est de même de l'oxyde et du sulfure d'antimoine.

La réduction des oxydes et sulfures peut s'opérer enfin par certains métaux. Ainsi le fer décompose facilement, à chaud, les oxydes et sulfures de plomb, d'antimoine, de mercure, etc.; il enlève également une partie du soufre au sulfure de cuivre, et produit, dans ce cas, du cuivre métallique et du sulfure double de fer et de cuivre. C'est la méthode dite *par précipitation*.

Bref, ces réactions sont nombreuses et caractérisent les diverses méthodes sur lesquelles est fondé le traitement des minerais dans les usines.

#### IV. PROCÉDÉS OXYDANTS.

Les procédés oxydants, auxquels on a recours dans les usines métallurgiques, sont le *grillage*, le *rôtissage*, la *cimentation oxydante* et l'*affinage*. Passons en revue ces quatre procédés différents.

**Grillage.** — Le *grillage* est l'oxydation d'une matière minérale solide par l'action directe ou indirecte de l'air atmosphérique. Je dis *directe* ou *indirecte*, parce que, dans certains cas, le grillage d'une substance minérale se fait au moins en partie par un composé oxydé, facile à détruire, qui lui-même avait pris antérieurement l'oxygène à l'air; c'est le cas de certains sulfates métalliques.

Le grillage peut se faire dans les mêmes appareils et par les mêmes moyens que la simple *calcination*; il faut seulement, si l'on veut griller, amener sur la matière un excès d'air.

On opère en tas *libres*, en *cases murées*, ou bien, dans un *four à cure*, au *réverbère*, ou dans d'autres appareils plus ou moins compliqués.

Le grillage en *tas libres* est l'enfance de l'art: c'est le procédé le plus simple, mais le plus imparfait à tous les points de vue. On ne peut ni diriger le feu, ni recueillir les produits volatilisés, l'acide sulfureux, l'acide arsénieux, etc. Malgré

cela, on s'en sert encore lorsque le minerai à griller contient lui-même le combustible nécessaire au grillage. Ainsi, les schistes bitumineux du Mansfeld imprégnés de cuivre sulfuré; le fer carbonaté lithoïde, dit *blackband*, sillonné de filets de houille et de bitume; les pyrites de fer cuivreuses, etc. Il suffit d'empiler ces matières, en tas pyramidaux, sur un faible lit de bois, chargé d'enflammer l'élément hydrocarburé ou sulfuré du minerai, qui continue ensuite à brûler sans le secours de combustible étranger.

Il est facile de voir que, dans ce procédé, on ne peut diriger le feu. En cas de vent la combustion est trop vive; de plus, les parties externes des tas se grillent mal par défaut de chaleur, tandis que le centre s'agglutine, ou fond, et ne peut s'oxyder par défaut d'air.

Il est évident aussi que le minerai *menu* ne peut être grillé en tas; l'air ne circulerait pas au travers de la masse tassée.

On utilise mieux la chaleur en dressant les tas en **stalles** ou **enses murées**. L'enceinte murée protège contre l'action du vent; malgré cela, on ne peut guère mieux diriger le feu; l'air n'a pas un accès assez facile pour que le grillage puisse être complet. Il faut répéter les opérations pour suffisamment oxyder la masse. Enfin, on ne peut également griller en cases que du minerai ou des mattes en morceaux, ce qui est fâcheux, car le centre de chaque fragment reste d'autant moins oxydé que ses dimensions sont plus fortes. Pour que l'air pénètre suffisamment la masse, il ne faut pas donner aux cases plus de 1 mètre de hauteur sur 1<sup>m</sup>,50 de largeur.

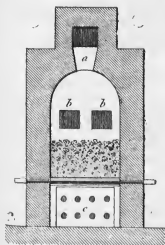


Fig. 16. — Four de grillage de la pyrite en morceaux. — Coupe transversale. — Échelle 2 centimètres par mètre.

On fait arriver l'air par des carneaux, pratiqués dans la sole et dans les murs latéraux. Pour mieux assurer sa répartition, on remplace même quelquefois le sol pavé, sur lequel repose le minerai, par une solide grille à barreaux de fer. Enfin, on peut surmonter la case d'une voûte, et régler l'arrivée de l'air à l'aide d'une cheminée d'aspiration. On se sert surtout de ce moyen, lorsqu'on veut utiliser l'acide sulfureux pour la fabrication de l'acide sulfurique dans une chambre de plomb, ou simplement s'en débarrasser, en le déversant dans l'atmosphère à une grande hauteur au-dessus du sol. De pareilles cases voûtées existent à Chessy (fig. 16 et 17). Elles furent établies par MM. Perret dès 1855 (*Métallurgie*, t. II, p. 567).

Lorsque la matière contient peu de soufre, on opère le grillage en substituant aux cases ordinaires des cases à **foyers latéraux**. Au lieu de placer la matière à griller sur un lit de combustible, on brûle ce dernier dans de petits foyers spéciaux, et l'on se contente de diriger la flamme, par des carneaux, avec un excès d'air, au sein de la masse à griller.

On peut aussi dans ce cas faire usage de **fours à cuve**, parce que le minerai n'est pas alors exposé à fondre ou à s'agglutiner. La plupart de ces appareils de grillage

sont disposés, comme les fours de simple calcination, à la façon des fours à chaux à feu continu. Cependant le contact direct du combustible peut contrarier

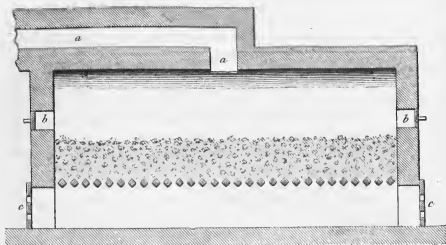


Fig. 47. — Four de grillage de la pyrite en morceaux. — Coupe longitudinale.

l'oxydation; aussi vaut-il mieux installer des foyers à l'entour du four à cuve, et diriger les flammes seules au centre du minerai; ou, mieux encore, se servir de combustibles gazeux, provenant de hauts-fourneaux, ou de gazogènes proprement dits. On calcine et grille ainsi le minerai de fer, mélangé de fer pyriteux, en Suède, et aussi le fer spathique pyriteux des Alpes.

A Allevard on emploie le four ci-dessus décrit (p. 69), et en Suède, ainsi qu'en Styrie, les appareils que j'ai fait connaître dans le *Traité de Métallurgie* (tome II, §§ 554 et 555).

Dans les simples tas, dans les cases et dans les fours à cuve, on ne peut griller que les matières *non* pulvérulentes. Pour le *menu*, il faut des appareils différents. On a recours aux fours à *tablettes*, aux *réverbères* et aux fours à *mouffles*. Passons en revue les trois systèmes.

Dans les trois cas, le menu à griller est répandu en couche *mince* sur une surface plane où la matière, chauffée au rouge, est constamment exposée au faible courant d'air qui circule au travers de l'appareil.

Les fours à **tablettes** ont été inventés par MM. Perret et Olivier, pour le grillage des pyrites de Saint-Bel. C'est une case voûtée, pourvue d'une grille, à barreaux de fer, chargée de pyrites en morceaux, et contenant, au-dessus, une série de tablettes, placées de 0<sup>m</sup>,20 en 0<sup>m</sup>,20, sur lesquelles on étale le menu à griller. La chaleur, produite par l'oxydation de la pyrite en morceaux, porte au rouge le minerai menu, qui s'oxyde alors également. Les gaz chauds circulent ainsi le long des tablettes avant de se rendre aux chambres de plomb. Pour renouveler les faces des grains à griller, on fait descendre le menu, 6 à 8 fois par 24 heures, d'une tablette à celle qui est immédiatement au-dessous, en se servant de râbles en fer, après avoir enlevé les tampons *c* (fig. 48 et 49).



On a aussi établi à Aubervilliers des cases à tablettes, sans grille inférieure pour la pyrite en morceaux. (Voy. *Métallurgie*, t. II, §1570.)

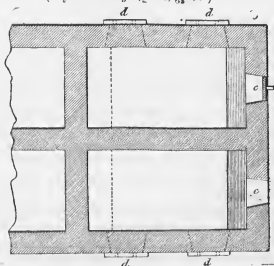


Fig. 18. — Plan d'un quadruple four à tablettes, avec grille dans le bas, par XY de fig. 19.

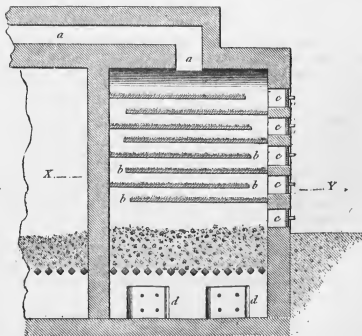


Fig. 19. — Coupe longitudinale d'un four à tablette pour le menu, avec grille pour le gros à la base. — Échelle de 2 centimètres par mètre.

Mais l'appareil le plus répandu pour le grillage du menu est le four à réverbère.

Il est, en général, à sole plane horizontale, d'une longueur de 10, 12, 15 mètres. Des portes, dans les deux faces latérales, permettent de faire avancer graduellement le minerai du rampant vers le pont, où se donne le dernier coup de feu. La largeur des fours doit être telle que chaque partie de la sole puisse être facilement atteinte par l'outil en fer, à l'aide duquel l'ouvrier pousse la charge du rampant vers le pont. C'est 2 mètres pour un four simple, pourvu d'une seule rangée de portes latérales, et 3<sup>m</sup>,50 à 3<sup>m</sup>,60 lorsque le four est muni de portes de travail dans les deux parois. La température et le mode de travail varient avec la nature du minerai. Il faut éviter le ramollissement et l'agglutination des grains, pour ne gêner ni le travail du râblage, ni l'action de l'air. A la fin seulement, près de la chauffe, on donne un coup de feu, qui doit achever l'expulsion du soufre par la réaction des sulfates et des oxydes sur les sulfures, et celle de la silice sur les sulfates. Dans ce dernier cas, on provoque même parfois la fusion complète, afin de détruire les sulfates par la formation des silicates.

A la suite des fours de grillage, il convient de placer des chambres ou galeries de condensation, où puissent se déposer les poussières entraînées par le courant d'air, ainsi que les matières volatilisées, l'arsenic, l'antimoine, le plomb, etc. La section de ces chambres doit être assez grande pour que la vitesse du courant y soit très faible; il faut, de plus, y établir de place en place des *chicanes*, afin de provoquer le dépôt des matières par les *remous* du courant. A la suite de ces longues galeries vient la cheminée de tirage, parfois munie d'un foyer d'appel, ou d'un ventilateur aspirant. On a surtout recours à cet expédient dans le cas où, pour mieux opérer la condensation, on fait intervenir dans les chambres de condensation l'action de l'eau.

L'acide sulfureux, provenant des réverbères, ne peut servir dans les chambres de plomb, parce qu'il est trop dilué par l'air et la fumée du foyer. On l'absorbe, en partie par la chaux ou d'autres bases plus ou moins humectées. On sulfatise ainsi les silicates alumineux (usine d'Ampsîn près de Ilury), les oxydes de fer et de cuivre (Stern et Stadtberg en Allemagne), les phosphorites, le sel marin, etc.

Le grillage dans les fours à réverbère est coûteux, à cause de la main-d'œuvre pour le râblage du minerai, et du combustible qu'exigent les chauffes. On ne peut supprimer les chauffes, lorsque la matière à griller contient peu de soufre comme les galènes et en général les sulfures chargés de gangues. Mais on peut diminuer la main-d'œuvre en rendant automatique le mouvement de la matière à griller. Cela est du moins possible dans le cas des sulfures peu fusibles, tels que les blendes et les pyrites.

Pour réaliser le grillage *automatique*, on se sert du four à *cascades* de Gerstenhöfer. La matière à griller se meut, par son propre poids, dans une tour verticale, chauffée au rouge, où sont installées de nombreuses chicanes, en forme de poutres horizontales, à deux pans faiblement inclinés, le long desquels le minerai glisse, tandis que le courant d'air se meut, en sens inverse, de bas en haut. La chaleur est entretenue par l'oxydation même des sulfures métalliques. On donne aux fours 6 à 7 mètres de hauteur et l'on y installe 15 à 20 rangées de chicanes, placées verticalement à 0<sup>m</sup>,20 de distance l'une de l'autre. L'appareil est ingénieux, mais ne réalise jamais un parfait grillage. Pour griller complètement, il faudrait du menu *très fin*, qui est alors en partie entraîné par le courant d'air. Afin d'éviter cet inconvénient, on opère sur des grains d'une certaine gros-

seur, dont le centre ne peut alors s'oxyder faute de temps. Le four à cascades ne produit, par suite, qu'un grillage *partiel*, en quelque sorte *préparatoire*. (*Métallurgie*, § 578.)

Ailleurs, le grillage automatique est réalisé par le râblage *mécanique*. On peut donner au râble ordinaire un mouvement régulier de va-et-vient, comme dans les fours à paddler du système *Lemut*; ou bien, on rend le four circulaire et on opère le râblage, soit à l'aide d'un peigne en fonte mobile, implanté dans l'arbre moteur vertical, qui occupe l'axe du four; soit à l'aide d'un peigne fixe, placé au centre d'une sole circulaire, qui reçoit elle-même le mouvement de rotation. (*Métallurgie*, §§ 580 et 581.) Enfin on peut encore faire usage d'un four cylindrique, horizontal, tournant lentement autour de son axe (four *Brückner* aux États-Unis). (*Métallurgie*, §§ 582.)

Le grillage des minerais se fait, dans un four à **moufle**, lorsqu'on veut séparer les produits gazeux, provenant du grillage, des gaz du foyer. Le moufle a la forme d'un réverbère, mais la flamme de la chauffe, au lieu de passer au travers du laboratoire, eircule par des carneaux sous la sole et le long des parois du four.

A part cela, le travail du grillage est le même dans le moufle que sur la sole d'un réverbère ordinaire. Pour mieux utiliser la chaleur et rendre le grillage en partie automatique, on peut même établir, à la suite du moufle, une gaine inclinée où le minerai subit, pendant son trajet dans ce long couloir, un premier grillage, qui s'achève ensuite sur la sole du moufle. Les gaz de la chauffe, après avoir circulé autour du moufle, passent également, par des carneaux, tout le long de la gaine, pour y chauffer le minerai. Des fours de ce genre ont été établis, par M. Hasenclever, dans quelques usines des bords du Rhin. (*Métallurgie*, § 579.)

Je n'en donne pas le croquis, pas plus que des appareils précédents, parce qu'ils me paraissent moins bien appropriés au grillage pour chambre de plomb que le four à tablettes de MM. Perret.

Comme appareil automatique, le four à cascade de Gerstenhöfer est seul d'un usage commode, mais il ne peut servir lorsque le grillage doit être complet.

**Cémentation oxydante.** — Lorsque les substances à oxyder ont de grandes dimensions et ne peuvent être pulvérisées, le grillage proprement dit n'est plus possible; l'opération prend alors le nom de *cémentation oxydante*. Elle s'applique spécialement aux objets moulés en fonte, que l'on veut rendre *malléables*, et aux *mattes* de cuivre riches.

On peut *adoucir* les pièces en fonte brute, en les chauffant au sein d'une poudre oxydante, principalement composée de peroxyde de fer. L'oxydation ne se fait plus par l'air, mais par un *cément* solide, qui enveloppe de toutes parts la pièce à oxyder.

Les objets sont placés avec le *cément* dans des pots, ou caisses, en terre réfractaire, que l'on chauffe au rouge sur les banquettes d'un four à galères ou à dôme. L'oxyde du *cément* brûle le carbone de la fonte, qui est ainsi transformée en acier, ou en fer doux, sans changer de forme. C'est un procédé simple mais long — il faut plusieurs jours — qui, par la nature même des choses, ne peut s'appliquer qu'aux pièces d'une faible *épaisseur*. Le métal, ainsi adouci, prend le nom de *fonte malléable*, nom assez impropre, puisque ce n'est plus de la fonte.

La cémentation oxydante s'appelle **rôtissage** dans les usines où les *riches mattes* de cuivre sont transformées en cuivre brut. Les mattes, coulées en *saucons*, sont exposées, à l'état solide, sur la sole d'un réverbère, à l'action prolongée de l'air. La zone externe de chaque saumon est transformée par l'air en oxyde de cuivre; après cela un coup de feu plus intense ramollit la masse, provoque la réaction de l'oxyde de cuivre sur le noyau sulfuré interne et transforme la masse entière en cuivre métallique, que l'élévation finale de la température rend alors fluide.

**Affinage.** — L'oxydation des matières métalliques prend le nom d'*affinage*, lorsque la fusion *précède* l'action de l'oxygène. On soumet à l'affinage les métaux *bruts*, provenant de la fonte réductive des minerais. C'est ainsi que la fonte de fer est transformée en fer doux ou en acier, le cuivre brut en cuivre marchand, le plomb, le zinc, l'étain impurs en plomb, zinc et étain doux. Bref, presque tous les métaux sans exception sont épurés par voie d'oxydation, et cette opération est toujours appelée *affinage*, quelque variés que soient les appareils et les procédés auxquels on a recours. C'est qu'au fond le principe du procédé épuratoire est toujours le même. Lorsqu'un métal impur est exposé, fondu, à l'action de l'air, l'élément dominant, c'est-à-dire le métal lui-même, absorbe l'oxygène, pour le céder aussitôt aux éléments plus oxydables qu'il renferme. C'est à ce mouvement de *navette* qu'est dû, en général, l'affinage des métaux bruts. Dans le cas de la fonte de fer, par exemple, c'est le fer, formant plus des neuf dixièmes de la masse, qui absorbe surtout l'oxygène de l'air, pour le transmettre aussitôt au silicium, au manganèse, au phosphore et au carbone de la fonte. Il en est de même du cuivre dans le cuivre brut, du plomb dans le plomb brut, etc.

L'affinage se fait indifféremment au *bas foyer*, au *réverbère*, ou dans un *vase* plus ou moins *clos*; et l'air est amené, sur le métal fondu, tantôt par simple *tirage*, plus souvent par *courant forcé*, afin d'abréger l'opération.

On peut également hâter l'affinage en ajoutant des composés oxydés solides, cédant facilement leur oxygène, tels que le nitre, le peroxyde de manganèse, etc. On fait surtout usage d'oxyde de fer pour l'affinage de la fonte de fer, d'oxyde de cuivre dans le cas du cuivre brut, d'oxyde d'antimoine pour l'antimoine brut, etc. L'oxyde ajouté cède son oxygène aux éléments plus oxydables du métal brut, de sorte qu'en ajoutant, par exemple, de l'oxyde de fer à la fonte que l'on affine, on diminue le déchet de l'affinage.

L'affinage des métaux bruts fournit, outre le métal *épuré*, divers produits accessoires, provenant des éléments étrangers; les uns s'en vont sous forme de composés gazeux, comme le carbone, le soufre, l'arsenic; d'autres forment des oxydes solides comme le silicium, le phosphore et la plupart des métaux accessoires, que l'on cherche à éliminer du métal dominant. Les oxydes, sauf l'oxyde de plomb, sont rarement fusibles par eux-mêmes; il faut les unir à la silice pour les rendre fluides et les isoler plus facilement du métal à épurer. D'autre part, il faut aussi fondre, par des additions basiques, telles que la chaux ou l'oxyde de fer, la silice et l'acide phosphorique provenant de l'oxydation du silicium et du phosphore. Lorsque ces produits accessoires de l'affinage sont ainsi transformés en *scories* fusibles, leur séparation d'avec le métal à épurer se fait facilement par simple repos; ils vien-

nent nager à la surface du métal fondu ; on les enlève alors par une sorte d'*écrémage*, ou bien l'on *soutire*, par le bas, le métal épuré plus dense. La séparation est plus difficile lorsque le métal n'est pas fondu, mais sous forme de *loupe* solide, plus ou moins poreuse. C'est le cas du fer, lorsque la fonte est affinée au four de puddlage ; la loupe ferreuse se présente à l'état d'éponge métallique, dont les pores sont remplis de scories, comme la loupe du foyer *catalan* (p. 74). Il faut la soumettre au *cinglage*, afin d'expulser les scories par la pression ou le choc d'un gros marteau. Mais la séparation est toujours imparfaite ; aussi le fer et l'acier, fondus et coulés en *lingot*, sont-ils de beaucoup supérieurs au fer et à l'acier, simplement soudés sous forme de *loupes*, et transformés en massiaux sous le marteau.

Pour épurer complètement certains métaux, le fer et le cuivre par exemple, il faut *dépasser* le but, c'est-à-dire fournir au fer et au cuivre un *excès* d'oxygène, qu'il faut ensuite enlever par une réaction inverse, désignée quelquefois sous le nom de *raffinage*. Ce n'est pourtant pas, en général, une opération distincte, mais simplement, en quelque sorte, la phase extrême de l'affinage proprement dit. On enlève l'oxygène en excès par une substance plus avide de ce corps que le métal même qu'il s'agit de *raffiner*. Dans le cas du fer, on emploie du *carbure* ou du *siliciure de manganèse* ; dans le cas du cuivre, du *charbon* ou du *cupro-manganèse* ; dans le cas du plomb et de l'étain du *charbon* ou de la *sciure de bois*.

Le *bas foyer* est l'appareil primitif de l'affinage des métaux bruts ; mais, sous tous les rapports, il est très peu propre à cet usage. La chaleur est mal utilisée et le charbon contrarie sans cesse, par sa présence, l'action oxydante du vent. Aussi ne l'emploie-t-on plus guère aujourd'hui, quoiqu'il fût, il y a cinquante ans à peine, d'un usage encore presque exclusif dans les affineries du continent.

Le véritable four pour l'affinage est le *réverbère*, qui est, comme on sait, éminemment propre aux réactions oxydantes.

On se sert, en effet, aujourd'hui du réverbère ordinaire pour le *puddlage* de la fonte, et de réverbères analogues pour l'affinage du cuivre, du plomb, du zinc, etc. On a recouru, d'autre part, au réverbère alimenté par l'*accumulateur* Siemens, lorsqu'on veut obtenir le fer et l'acier à l'état *fondu* et coulé en *lingots*. Mais ce n'est pas le lieu d'entrer ici dans le détail de ces diverses opérations ; il suffit de rappeler que l'affinage s'opère toujours par l'action directe de l'air, ou par celle d'oxydes variés, qui abandonnent leur oxygène aux substances étrangères que l'on se propose d'éliminer.

Enfin la troisième sorte d'appareil, dont on fasse usage pour l'affinage des métaux bruts, appartient à la catégorie des *creusets* ou *cornues*.

Ainsi l'or et l'argent sont affinés dans de simples creusets en argile graphique, chauffés au rouge dans un four à vent, ou sur la banquette d'un four à galères. L'oxydation des substances étrangères se fait par l'air, la litharge, le nitre, etc. On affine de même l'antimoine et le bismuth.

L'étain et le plomb sont fondus et affinés, sous l'action de l'air, dans de simples *chaudrons* en fonte, directement chauffés sur un foyer. Lorsque le plomb contient du zinc, on peut facilement l'enlever, en faisant intervenir avec l'air un peu de vapeur d'eau.

C'est un affinage analogue que subit la fonte dans la cornue *Bessemer*. L'appareil a la forme d'une poire, de 3 à 5 mètres de hauteur totale, sur 1<sup>m</sup>,50 à 2 mètres de

diamètre dans sa partie médiane. Il est construit en tôle et garni intérieurement d'argile réfractaire. A la base se trouve une boîte à vent, d'où l'air pénètre dans l'appareil par 50 à 100 petites tuyères verticales, percées au travers de la garniture argileuse. Vers l'extrémité opposée, la cornue se termine par un col ouvert, qui donne issue aux produits gazeux de l'affinage. L'appareil entier est d'ailleurs mobile autour d'un solide axe horizontal, de façon à pouvoir être facilement couché pour recevoir la fonte, et totalement renversé pour la coulée du métal affiné.

L'appareil étant chaud et chargé de fonte fluide, le vent labouré le métal, sous forme de 50 à 100 petits jets, et brûle en quelques minutes le silicium, le manganèse et le carbone. Vingt à trente minutes suffisent pour transformer 5 à 10 tonnes de fonte brute en acier ou fer doux fondu, et cela avec un simple déchet de 8 à 12 pour 100. Lorsque les fontes sont manganésées, on arrête l'opération avant d'avoir brûlé tout le carbone; on obtient alors *directement* l'acier fondu. Si, au contraire, les fontes sont dépourvues de manganèse, on oxyde d'une façon plus complète, et l'on *raffine* le métal par une addition de réductif manganésé (fonte blanche spéculaire, ou ferro-manganèse), de façon à enlever l'oxygène que le fer avait absorbé. L'opération, on le voit, est rapide, et la chaleur, développée par l'oxydation du silicium, du carbone et du manganèse, plus que suffisante pour maintenir fluide le fer le plus doux. C'est de tous les procédés d'affinage le plus radical et le plus énergique.

La même méthode vient d'être appliquée par M. Manhes de Lyon à l'affinage de la matte de cuivre. Le courant d'air brûle le fer et le soufre; mais il faut modifier l'appareil pour pouvoir achever l'épuration du cuivre. Lorsqu'on se sert d'une cornue à tuyères verticales, le cuivre métallique, plus dense que la matte, gagne le fond de l'appareil, où il se fige au contact de l'air froid. Pour éviter cet embarras, il suffit d'injecter le vent horizontalement, le long d'une circonférence placée à 0<sup>m</sup>,20 ou 0<sup>m</sup>,30 au-dessus du fond de la cornue. Le cuivre épuré se réunit alors *au-dessous* des tuyères, tandis que la matte, plus légère que le cuivre, continue à être labourée par le vent, jusqu'à complète oxydation du fer et du soufre. Une usine à cuivre fonctionne, dans ces conditions, d'une façon régulière, depuis six mois, aux environs d'Avignon.

J'ajouterai encore, au sujet de l'affinage de la fonte, que si le fer contient du phosphore, on ne peut l'éliminer en présence d'une garniture *argileuse*, parce que la silice détruit sans cesse le phosphate qui tend à se former. Il faut, pour opérer la déphosphoration de la fonte de fer, se servir d'une cornue à garniture *basique* (en chaux ou chaux et magnésie), et ajouter même du calcaire, comme fondant, pour que le phosphore puisse se transformer en phosphate de chaux.

## V. PROCÉDÉS DE LA VOIE HUMIDE.

Pour la préparation des métaux, dont le prix commercial est égal ou supérieur à 1 fr. 50 le kilogr., on a parfois recours à la voie *humide*. On *dissout* les métaux, ou leurs composés salins, au lieu de les *fondre*. Cette méthode est rarement ap-

pliquée, à cause de la valeur intrinsèque trop faible des métaux communs.

Les agents dont on se sert, sont l'eau, le mercure, les acides, les bases alcalines et quelques sels.

Le principe de la méthode par voie humide est de dissoudre le métal dans l'un des agents que l'on vient de nommer, puis de le séparer de cette dissolution par un autre métal de moindre valeur, ou par la simple action de la chaleur.

L'eau est évidemment l'agent le plus économique, mais elle ne peut servir que pour la dissolution des sulfates, résultant de l'oxydation spontanée, ou artificielle, des sulfures métalliques. On dissout de la sorte le sulfate de cuivre, et on précipite ensuite le métal par le fer.

On dissout, de la même manière, l'oxyde et le carbonate de cuivre des minerais quartzeux pauvres, lorsqu'on peut se procurer à bas prix l'acide chlorhydrique ou sulfurique, ou les eaux mères acides des fabriques d'alun et de vitriols vert et bleu. On peut même employer l'acide sulfureux, pourvu que, par l'intervention de l'eau, de l'air et des bases métalliques, il puisse être directement transformé en acide sulfurique au contact même de l'oxyde à dissoudre. Dans tous ces cas, le cuivre dissous est ensuite précipité par le fer, plus rarement par l'hydrogène sulfuré ou par la chaux.

L'acide sulfurique est fréquemment employé dans les usines où l'on traite les matières d'or et d'argent. Au Haritz, on dissout ainsi le cuivre brut allié à l'argent; à Freyberg, l'oxyde de cuivre des mattes cuivreuses argentifères grillées; dans les ateliers d'affinage des métaux précieux, l'argent uni à l'or, etc. De ces dissolutions on précipite toujours l'argent par le cuivre et le cuivre par le fer, à moins qu'on ne préfère vendre le cuivre à l'état de vitriol bleu.

Assez souvent les méthodes par voie humide et par voie sèche sont employées concurremment. On grille, par exemple, les mattes et les minerais sulfurés, seuls, ou associés à du sel marin ou à du chlorure de calcium. On obtient le cuivre et l'argent à l'état de sulfates ou de chlorures; on dissout les sels par l'eau ou d'autres réactifs, et les décompose finalement par les procédés de précipitation que je viens de mentionner.

D'autre part, le chlore et l'eau régale sont employés, comme on sait, pour le traitement des minerais d'or et de platine; après quoi on isole les métaux par divers réactifs.

On se sert également de la voie humide, unic à la voie sèche, pour le traitement des minerais de cobalt et de nickel.

Une méthode spéciale de traitement par dissolution est basée sur l'emploi du mercure; c'est l'amalgamation. Le mercure dissout directement l'or et l'argent natifs, ou isolés de leurs combinaisons par des réactions plus ou moins complexes. On détruit les sulfures, ou arsénio-sulfures par le grillage simple, ou le grillage chlorurant; on décompose ensuite, par le cuivre ou le fer, les sulfates et chlorures ainsi formés, et on dissout finalement, par le mercure, l'argent précipité par ces métaux; ou bien, au lieu d'appliquer le grillage chlorurant, on peut aussi avoir recours au bichlorure de mercure ou de cuivre, lesquels réagissent directement sur la plupart des composés naturels d'or et d'argent. Bref, l'amalgamation a pour but la formation, plus ou moins directe, d'un amalgame d'or et d'argent en dissolution, ou plutôt en suspension, dans un excès de mercure. Par filtration on sépare ensuite l'excès de mercure, et par distillation on décompose enfin l'amalgame lui-même.

L'amalgamation est un procédé ancien, tandis que les autres méthodes de traitement par voie humide sont relativement récentes. Étant toutes fondées sur l'emploi de réactifs divers, elles n'ont pu être sérieusement appliquées que depuis le jour où les acides sulfurique et chlorhydrique ont été préparés à bas prix et par grandes masses.

Au reste, même aujourd'hui, ces procédés sont encore coûteux et embarrassants, parce qu'ils exigent, pour les lessivages et les précipitations, de grands espaces, beaucoup de temps et presque toujours de vastes bassins, ou cuves, d'un emploi gênant pour des productions un peu fortes. Le traitement par voie humide, sauf l'amalgamation, restera donc toujours d'une application restreinte, comparative-ment aux procédés de la voie ignée.

## VI. PROCÉDÉS ELECTROCHIMIQUES.

Si les procédés par voie humide sont rarement employés, sauf pour les minerais d'or et d'argent, les procédés électrochimiques sont d'un usage encore plus restreint, ou plutôt, n'ont même été appliqués jusqu'ici qu'à titre de simple essai. On connaît les procédés de la dorure, de l'argenture, du nickelage et les produits grandioses de la galvanoplastie. Par les mêmes réactions, on peut isoler les métaux des minerais.

D'après les indications de M. Becquerel père, on tenta même, il y a quelques années, en Amérique, un pareil traitement des minerais d'argent. L'essai réussit au point de vue scientifique, mais non comme procédé industriel. L'électricité des piles galvaniques était alors d'un prix trop élevé. Aujourd'hui, il est vrai, on peut substituer les machines Gramme, ou Siemens, aux piles proprement dites. Les circonstances sont devenues plus favorables. Le travail d'un moteur hydraulique peut être transformé en puissance électrique, mais cette force mystérieuse n'agit énergiquement que sur les dissolutions. Aussi longtemps donc que, pour traiter un minerai par les procédés électriques, il faut, au préalable, dissoudre l'élément métallique, on se retrouve aux prises avec toutes les difficultés et les frais inhérents aux méthodes de la voie humide. Pour le moment donc, les procédés électrochimiques ne sont réellement possibles que là où les méthodes par voie humide sont elles-mêmes d'une application facile. Ainsi au Mansfeld, où depuis longtemps les mattes de cuivre sont désargentées par voie humide, on semble aujourd'hui sur le point de vouloir adopter le traitement électrique. Ailleurs, on donne plutôt la préférence à la désargentation électrochimique du cuivre brut.

A ce point de vue donc, les procédés métallurgiques semblent également en voie de transformation ; en tout cas, personne ne saurait encore dire ce que l'électricité nous réserve, dans un avenir prochain, dans le domaine de la métallurgie.



## VII. PROCÉDÉS MÉCANIQUES.

Une dernière catégorie de procédés métallurgiques, auxquels on soumet les minerais métalliques, est fondée sur l'emploi de simples actions mécaniques.

Les minerais d'or et de platine sont dans ce cas. Lorsque ces métaux existent enfouis sous forme de *pépites*, ou de fines *paillettes*, au milieu de dépôts d'alluvion, il suffit de soumettre ces graviers et ces sables à l'action d'un courant d'eau plus ou moins rapide, qui entraîne les matières terreuses, relativement *légères*, tandis que les métaux *denses* forment un résidu extrêmement riche, d'où l'on extrait finalement l'or par le mercure et le platine par l'eau régale.

Lorsque l'or est encore engagé dans le quartz des filons, le minerais est d'abord concassé, puis broyé, et la matière sableuse, ainsi obtenue, finalement enrichie par lavage, comme les alluvions dont il vient d'être question.

## PROPRIÉTÉS GÉNÉRALES DES MÉTAUX

Après avoir fait connaître les principes sur lesquels est fondée la préparation des métaux, terminons ces généralités par l'exposé succinct des propriétés essentielles des métaux au point de vue de leur emploi dans les arts et l'industrie.

Tous les métaux sont caractérisés par un éclat spécial, intense, *sui generis*, appelé éclat *métallique* pour le distinguer de celui du verre, de la soie, de la résine, etc.

À la température ordinaire tous les métaux sont solides, à part le *mercure*, qui reste liquide jusque vers  $-40^{\circ}\text{C.}$ , et l'*hydrogène*, que plusieurs chimistes considèrent aujourd'hui comme un métal, malgré son état gazeux et sa faible densité.

D'autre part, tous les métaux proprement dits peuvent être fondus, et tous aussi semblent devoir prendre l'état gazeux à une température suffisamment élevée. C'est même, en général, sur la fusibilité ou la volatilité des métaux que sont basés la plupart des procédés métallurgiques à l'aide desquels on prépare les métaux.

La couleur des métaux, on le sait, varie du blanc pur au gris noir, ou gris rosé, plus ou moins vif. Le cuivre et l'or font seuls exception.

On a longtemps considéré une densité fort élevée comme l'un des caractères distinctifs des métaux. Les métaux usuels ont, en effet, tous une densité supérieure à 6; mais, sans parler de l'hydrogène, ce caractère ne s'applique pas aux métaux alcalins et terreux.

L'une des propriétés caractéristiques des métaux usuels, celle à laquelle est due leur haute valeur dans les arts et l'industrie, est la *ténacité*, unie à un degré élevé de *malléabilité* et de *flexibilité*.

La plupart des substances naturelles, employées dans les arts et les constructions,

tels que les *bois* et les *roches*, résistent, comme les métaux, à certains efforts de traction, de flexion, de compression, etc., mais ces substances ne sont pas *malléables*, et en général peu élastiques. On ne peut les *étirer*, comme les métaux, sans les rompre. Les *textiles* et certaines résines ou gommés, comme le *caoutchouc* et la *gutta-percha*, jouissent à la vérité de cette double propriété, mais à un degré infiniment moindre que la plupart des métaux usuels. Si les gommés que je viens de nommer sont extensibles, leur ténacité est par contre beaucoup plus faible que celle du fer, du cuivre, de l'argent, etc.

La *malléabilité* est, au reste, à certains égards, un défaut aussi bien qu'une qualité. Le plomb et l'étain, par exemple, sont trop *mous* pour offrir une notable résistance à la compression, à la flexion et à la traction. D'autres métaux sont également trop *mous* pour offrir une bien grande résistance à la flexion transversale ; de ce nombre sont le fer, le cuivre, l'argent, l'or, le platine, etc., dès qu'ils sont *purs*. Leur ténacité est même dans ce cas assez faible, à part celle du cuivre. Mais la dureté et avec elle la ténacité croissent notablement dès que les métaux ont absorbé quelques millièmes de certains métalloïdes, ou quelques centièmes de métaux étrangers. C'est ainsi que la dureté et la ténacité du fer sont notablement développées par moins d'un centième de carbone. La résistance par millimètre carré passe facilement, dans ces conditions, de 50 ou 55 kilogr. à 100 kilogr. et plus. Le phosphore, le silicium, l'arsenic durcissent de même le fer, mais sans augmenter la ténacité au même degré.

On constate de même que 1 à 2 centièmes de manganèse, de tungstène et de chrome, ajoutés au fer, produisent des effets analogues.

Le cuivre est durci de même par le phosphore, l'arsenic, l'antimoine, l'étain, le manganèse, le nickel, etc. ; et tout le monde sait que 5 à 10 pour 100 de cuivre donnent de la rigidité à l'argent et à l'or. On durcit aussi le plomb et l'étain par l'antimoine ou l'arsenic. Bref, si certains métaux, tout à fait purs, ne possèdent pas toujours, à l'état isolé, toutes les propriétés qui peuvent les rendre utiles, comme *outils*, à cause de leur défaut de dureté, et, comme matériaux de *construction*, par suite de leur manque de ténacité, ils acquièrent facilement ces précieuses qualités, en s'unissant, soit entre eux, soit à de faibles doses de certains métalloïdes. On peut développer ainsi, à volonté, l'élasticité, la rigidité, la dureté, la ténacité, selon les exigences spéciales de l'industrie ; et, dans cette voie des alliages métalliques, l'art métallurgique en est encore à ses débuts, car il est possible de varier à l'infini les combinaisons une à une, deux à deux, trois à trois, des métaux et des métalloïdes.

Constatons aussi que les éléments étrangers, associés aux métaux, modifient les propriétés de ces derniers, aussi bien à chaud qu'à froid. En général tout élément étranger rend les métaux plus fusibles et moins tenaces à chaud. Ainsi le carbone, le silicium, le phosphore augmentent la fusibilité du fer et diminuent sa ténacité à chaud. L'acier est plus fusible que le fer doux, la fonte plus fusible que l'acier, et ces composés sont en même temps d'autant plus cassants aux températures élevées qu'ils s'éloignent davantage du fer pur. L'étain et le zinc augmentent la fusibilité du cuivre, l'étain et le bismuth celle du plomb, et l'on sait que le bismuth forme des alliages, dont plusieurs fondent vers 100°. Enfin les chimistes savent, de même, que le silicium augmente la fusibilité du platine.

Certains métaux ont la propriété de pouvoir se *souder* sur eux-mêmes, sans interposition d'éléments étrangers. Il faut pour cela deux conditions : d'une part, le métal doit être peu oxydable, et l'oxyde facile à fondre ou à réduire; d'autre part, le métal ne doit pas passer brusquement de l'état solide à l'état fluide.

Le platine, le fer, le nickel et quelques autres métaux remplissent ces conditions; le platine n'est pas oxydable, le fer et le nickel renferment du carbone et du silicium, qui réduisent ou fondent la couche oxydée qui couvre le métal. On peut d'ailleurs, en saupoudrant le *métal* de borax, faciliter le soudage par la fusion de l'oxyde.

Tous les métaux *cristallisent* plus ou moins facilement, lorsque les lingots ou les masses métalliques, soumises à l'étréage, sont lentement refroidis.

Les métaux qui se distinguent surtout par leur cristallinité, sont le bismuth, l'antimoine et le zinc. Mais même le fer, en grosses masses, le plomb et le cuivre cristallisent plus ou moins nettement. En cet état, le métal est d'autant plus fragile à froid que la structure cristalline est mieux développée. Pour lui rendre la malléabilité, il faut le chauffer à un degré d'autant moins élevé, que sa fusibilité est plus grande. Ainsi le zinc cristallin se lamine vers 100 à 120°, le cuivre au rouge faible, le fer au rouge-cerise. A ces températures, le forgeage, le laminage ou même une simple compression fort intense, détruisent l'état cristallin en opérant une sorte de malaxage ou de pétrissage des molécules métalliques. Il semble cependant que, même à froid, ces molécules conservent une certaine mobilité relative, grâce à laquelle le groupement cristallin tend à renaître graduellement. C'est ainsi que des vibrations prolongées développent l'état cristallin dans le fer impur et le rendent fragile à la longue. L'étain aussi perd sa cohésion dans les mêmes circonstances. Bref, de nombreux faits semblent prouver que les mouvements moléculaires s'opèrent, à toute température, dans les grandes masses métalliques et y sont favorisés non seulement par les chocs ou les ébranlements mécaniques, mais aussi peut-être, jusqu'à un certain point, par l'électricité, le magnétisme, la lumière, etc.

D'autres modifications sont provoquées par l'étréage à froid. Lorsque les métaux sont étréés, au marteau, au laminoir ou à la filière, ils deviennent fragiles (*écrouis*), par suite, très probablement, du déchirement intérieur des fibres métalliques. Pour rendre aux métaux la malléabilité première, il suffit alors de les soumettre au *recuit*, c'est-à-dire de les exposer pendant quelques heures à une chaleur modérée. Les fibres se ressoudent alors dans ces conditions, les molécules perdent la tension provoquée par le travail à froid, et reprennent finalement l'état d'équilibre antérieur. Un repos prolongé semble même, dans certaines circonstances, produire le même effet à la température ordinaire.

M. Egleston, professeur de métallurgie à l'École des Mines de New-York, cite un canon en fonte de fer qui, enfoncé pendant quinze ans dans du sable, présentait au bout de ce temps une résistance au tir de beaucoup supérieure à celle que les canons de même origine avaient offerte lors des épreuves faites peu après leur sortie des moules.

Il y a là, on le voit, une série de phénomènes, encore bien obscurs, dont l'étude est à peine ébauchée, et qui pourtant est d'autant plus importante, que l'emploi des métaux devient de jour en jour plus fréquent dans les constructions civiles et militaires.

Au lieu de détruire l'état cristallin par un travail ultérieur, on peut aussi con-

trier son développement par le refroidissement brusque, la *trempe*. On augmente ainsi, en effet, la ténacité de la plupart des métaux, et l'on réalise en outre, dans certains cas, un autre ordre de phénomènes.

Ainsi, en trempant le bronze, par le moulage en *coquilles*, on accroît la ténacité de l'alliage, en empêchant la répartition inégale de l'étain par voie de liquation. Et, en trempant l'acier, on empêche de même la séparation du carbone, que le fer avait dissous grâce à la chaleur. L'acier *trempe* est, en un mot, du fer *sursaturé* en carbone.

Dans ce qui précède il a été question, à plusieurs reprises, de la *ténacité* des métaux, et l'on a vu que celle du fer pouvait aisément passer de 50 à 100 kilogr. par millimètre carré, par la simple absorption de quelques millièmes de carbone. Mais il importe d'ajouter que la valeur d'un métal ne saurait être exclusivement mesurée par cette résistance à un effort purement *statique*. Il faut tenir compte aussi de l'allongement de la barrette d'essai avant sa rupture. Or, en général, l'allongement décroît lorsque la dureté et la résistance statique croissent. On constate, en un mot, que les métaux *purs*, presque tous malléables et mous, s'allongent plus que les métaux *alliés*, rendus durs par la présence d'une faible dose de certains métalloïdes ou de métaux divers. Il faut donc, dans chaque cas particulier, adapter l'alliage au service spécial que le métal est chargé de rendre. Pour les outils tranchants, il faut un alliage dur et tenace, peu susceptible d'allongement ; pour les tôles de chaudières, un métal pur et mou, capable de résister aux variations plus ou moins brusques de traction et de flexion ; pour les pièces de construction, appelées à résister aux chocs et aux vibrations, un métal *juste-milieu*, compris entre les extrêmes, dont je viens de parler. Il ne doit pas être *mou*, parce qu'il se déformerait, ni trop *dur*, parce qu'il se briserait sous le moindre choc. A ce point de vue aussi, on le voit, le champ à défricher est encore vaste. De nombreuses expériences sont nécessaires pour déterminer, dans chaque cas particulier, le métal ou l'alliage le mieux approprié au but qu'il s'agit de réaliser.

Parmi les éléments qui modifient la ténacité des métaux, il en est un que l'on a trop négligé jusqu'à présent, et dont l'influence est pourtant grande à bien des égards, c'est l'*oxygène*. La plupart des métaux *purs*, nous l'avons dit, se préparent en soumettant les métaux *bruts* à l'*affinage*. Or, pour enlever les éléments étrangers, il faut presque toujours un excès d'oxygène, que le métal affiné retient en partie si on ne l'en débarrasse, après coup, par un réducteur, tel que le carbone, le manganèse, le silicium, le phosphore, le plomb, etc. Mais on comprend combien ce travail est délicat pour ne laisser, en dernière analyse, dans le métal, ni oxygène, ni agent réducteur, et cependant cela est indispensable, car l'oxygène a presque toujours pour effet de rendre le métal cassant à chaud, tandis que les agents réducteurs le rendent cassant à froid.

# TABLE DES MATIÈRES

---

Définition de la métallurgie. . . . .	1
AGENTS MÉTALLURGIQUES. . . . .	2
1° Main-d'œuvre. . . . .	2
2° Minerais. . . . .	4
3° Fondants . . . . .	5
4° Agents oxydants. . . . .	5
5° Agents réducteurs. . . . .	6
6° Réactifs divers. . . . .	7
7° Matériaux réfractaires. . . . .	7
COMBUSTIBLES. . . . .	9
<i>Propriétés générales des combustibles</i> . . . . .	10
Combustibilité . . . . .	10
Étendue de la flamme. . . . .	10
État de division . . . . .	10
Pureté du combustible . . . . .	10
Pouvoir calorifique . . . . .	11
Température de combustion . . . . .	15
COMBUSTIBLES NATURELS. . . . .	15
1° Bois. . . . .	15
2° Tourbo . . . . .	17
3° Lignites. . . . .	18
4° Houilles. . . . .	19
5° Anthracites . . . . .	21
6° Pétroles et roches à pétrole. . . . .	22
COMBUSTIBLES PRÉPARÉS. . . . .	22
1° Agglomérés . . . . .	22
2° Combustibles torréfiés. . . . .	22
3° Combustibles carbonisés. . . . .	23
Carbonisation du bois. . . . .	23
Carbonisation de la tourbe . . . . .	28
Carbonisation de la houille. . . . .	28
Carbonisation de la houille en meules. . . . .	29
Carbonisation de la houille menue en fours . . . . .	29
1° Fours de carbonisation sans parois chauffées. . . . .	30
2° Fours à parois chauffées. . . . .	33
Fours plats à parois chauffées. . . . .	34

Fours belges étroits . . . . .	55
Fours Appolt . . . . .	58
Résumé comparatif des divers fours . . . . .	41
4° Combustibles gazeux . . . . .	41
Gazogènes . . . . .	44
1° Gazogènes à grille . . . . .	45
2° Gazogènes soufflés ayant la forme de fours à cuve . . . . .	51
APPAREILS MÉTALLURGIQUES . . . . .	55
I. Fourneaux . . . . .	55
1° Fourneaux sans chauffe indépendante . . . . .	55
2° Fourneaux munis d'une chauffe indépendante . . . . .	56
3° Fourneaux à vases clos . . . . .	58
II. Appareils fournissant de l'air aux fourneaux . . . . .	58
1° Cheminées . . . . .	58
2° Machines soufflantes . . . . .	59
3° Appareils à air chaud . . . . .	59
III. Appareils pour façonner les métaux . . . . .	60
IV. Appareils divers employés dans les usines . . . . .	62
PROCÉDÉS MÉTALLURGIQUES . . . . .	62
I. Combustion . . . . .	65
1° Combustion des gaz . . . . .	65
2° Combustion des corps solides . . . . .	64
Combustion sur grille . . . . .	65
Combustion dans les fours à cuve . . . . .	66
3° Combustion des liquides . . . . .	67
II. Procédés basés sur l'action exclusive de la chaleur . . . . .	68
Chauffage et calcination . . . . .	68
Fusion . . . . .	70
III. Procédés réductifs . . . . .	72
Réduction par les gaz seuls . . . . .	72
Réduction par les gaz et le carbone solide . . . . .	72
Réduction des oxydes à métaux volatils . . . . .	75
Réduction avec fusion partielle ou totale . . . . .	75
Fusion réductrice au four à cuve . . . . .	74
Réduction par les agents sulfurés, arsénisés ou métalliques . . . . .	79
IV. Procédés oxydants . . . . .	80
Grillage . . . . .	80
Cémentation oxydante . . . . .	85
Affinage . . . . .	86
V. Procédés de la voie humide . . . . .	88
VI. Procédés électrochimiques . . . . .	90
VII. Procédés mécaniques . . . . .	91
PROPRIÉTÉS GÉNÉRALES DES MÉTAUX . . . . .	91



P:1

# ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE

PUBLIÉE SOUS LA DIRECTION DE

**M. FREMY**

Membre de l'Institut, professeur à l'École polytechnique, directeur du Muséum  
Membre du Conseil supérieur de l'instruction publique

PAR UNE RÉUNION

D'ANCIENS ÉLÈVES DE L'ÉCOLE POLYTECHNIQUE, DE PROFESSEURS ET D'INDUSTRIELS

ET NOTAMMENT DE

MM. ARSON et AUDOUIN, ing. en chef des travaux chimiques à la Compagnie parisienne du gaz  
H. BECQUEREL, répétiteur à l'École polytechnique; BERTHELOT, sénateur, membre de l'Institut  
BOUILLET, ingénieur directeur de la maison Christophile  
M. BOURGEOIS, préparat. du cours de chimie organique au Muséum; BOURGOIN, profes. à l'École de pharmacie  
CAMUS, directeur de la Compagnie du gaz; AN. CARNOT, directeur des études de l'École des Mines;  
CHASTAING, pharmacien en chef de la Pitié; CLÈVE, prof. à l'Université d'Upsal; CH. CLOEZ, répét. à l'École polytechnique  
CUMENGE, ingénieur en chef des mines; CURIE (J.), maître de conférences à la Faculté des sciences de Montpellier  
DEBIZE, ing. en chef des manuf. de l'État; DEBRAY, membre de l'Institut; DECAUX, direct. des teintures des manuf. de l'État  
DEBERNAIS, professeur au Muséum; DITTE, professeur à la Faculté des sciences de Caen  
DUBREUIL, président de la chambre de commerce à Limoges; DUCLAUX, professeur à l'Institut agronomique  
DUQUESNAY, ingénieur des manufactures de l'État; EUVERTE, directeur des forges de Terre-Noire  
DR. FORCRAND, docteur ès-sciences; GAUDIN, ancien élève de l'École polytechnique, professeur de chimie  
GIRARD, dir. de laboratoire municipal; L. GRUNER, inspecteur général des mines  
HENRIEAUX, direct. de la manuf. des glaces de St-Gobain; JOANNIS, doct. ès-sciences; JOLY, maître de conf. à la Sorbonne  
JOLLIE, pharmacien en chef de l'hospice Dubois; JUNGFLIEBICH, professeur à l'École de pharmacie  
KOLB, administrateur de la Société des manufactures des produits chimiques du Nord  
LEMOINE, ingénieur en chef des ponts et chaussées, répétiteur à l'École polytechnique  
LEIDIE, pharm. en chef de l'hôpital Necker; LODIN, ing. des Mines; MALLARD, prof. à l'École des mines  
MARGOTTET, prof. à la fac. des sc. de Dijon; MARGUERITTE, président du conseil d'administ. de la Cie parisi. du gaz  
MARGUIN, ancien élève de l'École polytechnique; MATHEY, directeur des houillères de Blénay  
MEUNIER (STANISLAS), aide naturaliste au Muséum; MOISSAN, agrégé à l'École de pharmacie  
MOUTIER, examinateur de sortie à l'École polytechnique; NIVOIT, professeur à l'École des ponts et chaussées  
ODENT, anc. élève de l'École polytechnique; OGIER, directeur du laboratoire de toxicologie à la préfecture de police  
VABST, chimiste principal du labor. municipal; PARMENTIER, profes. à la faculté des sciences de Montpellier  
PÉCHINEY, directeur des usines de prod. chim. du Midi; PERSOZ, directeur de la condition des soies  
POMMIER, industriel; PRUNIER, prof. à l'École de pharmacie; RIBAN, direct. du labor. de chimie à la Sorbonne  
SABATIER, professeur à la Faculté des sciences de Toulouse; SARRAU, professeur à l'École polytechnique  
SCHLAGDENHAUFFEN, prof. à la Faculté de médecine de Nançy; SCHLESING, prof. au Conserv. des arts et métiers  
SOREL, anc. ing. des manufactures de l'État; TERREIL, aide naturaliste au Muséum  
TERQUEM, professeur à la Faculté de Lille; URBAIN, répét. à l'École centrale des arts et manufactures  
VERNEUIL, prof. de chimie; VIEILLE, ingénieur des poudres et salpêtres; VILLIERS, agrégé à l'École de pharmacie  
VINCENT, professeur à l'École centrale; VIOLLE, professeur à la Faculté des sciences de Lyon  
et WELDON, membre de la Société royale de Londres, etc., etc.

## PREMIÈRE SECTION — CHIMIE INORGANIQUE

### TOME V. — APPLICATIONS

41<sup>e</sup> fascicule : **Métallurgie.** — **Œuvre : Cuivre**

PAR M. GRUNER, inspecteur général des Mines.

ET COMPLÉMENT

PAR M. ROSWAG, ingénieur civil des Mines

Avec Vignettes et 2 Planches dont 1 en couleur

PARIS

DUNOD, ÉDITEUR

LIBRAIRE DES CORPS NATIONAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES, DES CHEMINS DE FER  
DES MINES ET DES TÉLÉGRAPHES

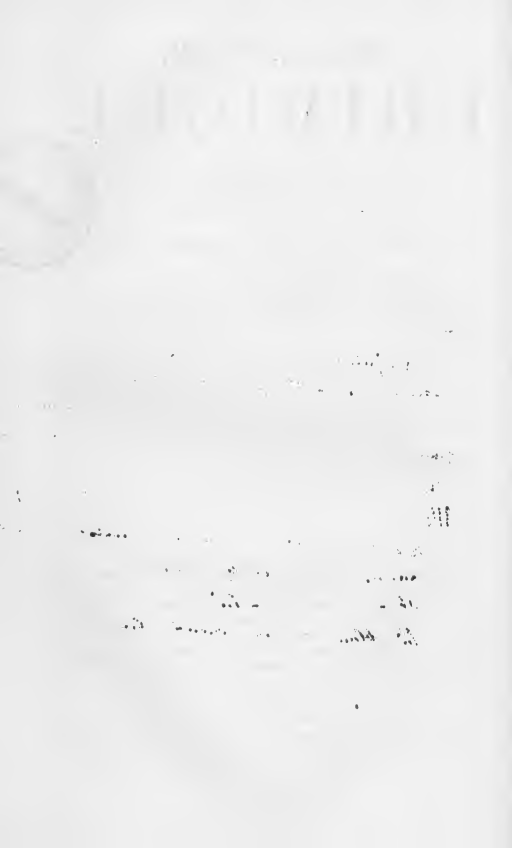
10, Quai des Augustins, 10

1884

Droits de traduction et de reproduction réservés.



EC. PH. DE  
31 Ju 84  
BIBLIOTHEQUE





# MÉTALLURGIE DU CUIVRE

Par M. L. GRUNER<sup>1</sup>

Inspecteur général des mines.

## I. PROPRIÉTÉS DU CUIVRE.

Le cuivre est, après le fer, le plus utile des métaux et lui est même supérieur à quelques égards. S'il est plus mou que le fer, il est, par contre, plus *ductile*, parce qu'il unit à cette faible dureté une grande ténacité. Il se rapproche par cette propriété de l'acier plus que du fer doux, car il ne rompt, lorsqu'il est pur, que sous un effort de 50 kilogrammes par millimètre carré. Sa malléabilité aussi est plus grande que celle du fer. Le cuivre pur peut facilement se laminer ou s'étirer à froid, sans subir l'écaillage au même degré que le fer. A ces propriétés le cuivre en unit d'autres qui le feraient rechercher pour les chaudières à vapeur et en général pour tous les vases dans lesquels un liquide, non acide, doit être chauffé ou vaporisé. Le cuivre, en effet, est moins oxydable que le fer; il conduit mieux la chaleur et possède en outre une moindre capacité calorifique. Ce sont ces propriétés qui, jointes à sa grande malléabilité, le font rechercher pour les vases distillatoires, et qui le feraient choisir également de préférence au fer et à l'acier, pour les chaudières à vapeur, si son prix n'était pas quintuple de celui du fer. Tous les acides l'attaquent plus ou moins, aussi faut-il *étamer* les vases culinaires si l'on veut éviter les empoisonnements. Ce sont pourtant moins les acides des fruits qui attaquent le cuivre que l'oxygène et l'acide carbonique de l'air; mais l'influence funeste de ces substances est favorisée par la présence des acides. Parmi les acides minéraux ordinaires, c'est l'acide sulfurique qui l'attaque le moins facilement. A chaud cependant, il est dissout avec production d'acide sulfureux. L'acide azotique l'attaque avec violence, même à froid, en se transformant en deutoxyde d'azote.

La couleur du cuivre est le rouge pur, ou plutôt le rose dans les cassures fraîches

1. La plus grande partie de ce travail était rédigée quand mon Père fut emporté à la suite d'une courte maladie. J'ai achevé le travail, à partir de la page 154, d'après les notes et documents rassemblés par mon Père.

Cette nuance rose passe au rouge pourpre par l'absorption de l'oxydure de cuivre, et au jaune bronzé par la présence de la plupart des autres éléments.

La *texture*, ou plutôt la *cassure* du cuivre est grenue, ou finement cristalline, lorsque le métal n'a subi aucun travail mécanique après sa coulée dans un moule. La nuance rosée est d'autant plus foncée que le grain est plus grossier. C'est l'effet de l'ombre portée par ces cristaux sur les parois des cavités qui les séparent. L'éclat de la cassure est alors nettement métallique. Par contre, lorsque le métal a été forgé ou laminé, l'éclat est plutôt soyeux et la cassure fibreuse. Les fibres métalliques sont alors d'autant plus longues et déliées que le cuivre est plus pur. La teinte rose et l'éclat soyeux s'altèrent dès que le métal perd sa pureté.

Toutes les substances étrangères, sauf l'aluminium, diminuent la malléabilité et la flexibilité du cuivre; mais elles en rehaussent, d'autre part, la dureté et la résistance à l'écrasement. Le cuivre tout à fait pur peut seul s'étirer en fils très fins, et se laminier en laines assez minces et assez flexibles pour supporter, sans se gercer, le travail d'emboutissage auquel est soumis le métal lors de la confection des capsules destinées aux armes à feu.

Le martelage à froid et en général tout travail mécanique prolongé à la température ordinaire, tendent à *écrouir* le cuivre comme la plupart des autres métaux. Ils deviennent cassants, soit que ce travail interrompe la continuité des fibres métalliques, soit qu'il communique aux diverses parties du métal une tension moléculaire inégale. Pour rétablir l'équilibre rompu, ou resouder les fibres déchirées, il faut chauffer le métal, le *recuire*.

Le recuit du cuivre est facile; il s'opère déjà à 250°, vers la température de la fusion de l'étain. L'écrouissage est d'ailleurs d'autant plus prononcé, et les effets du recuit d'autant moins saillants que le cuivre est plus impur; aussi avec l'impureté faut-il rehausser la température du recuit.

Le cuivre en saumons, ou lingots, est toujours plus ou moins poreux, de sorte que sa densité est parfois inférieure à 8. Mais, après martelage, ou laminage, sa pesanteur spécifique atteint 8,90 et même par le tréfilage 8,95. Plus la porosité est grande et plus aussi la couleur du métal cassé paraît sombre; le rose fait alors place au rouge, et même au rouge pourpre, si le cuivre, au moment de la coulée, a absorbé un peu d'oxygène.

La ténacité du cuivre diminue avec la chaleur, et elle diminue surtout rapidement lorsque le métal n'est pas pur. Cette faible ténacité à chaud, et le passage relativement brusque de l'état solide à l'état fluide, s'opposent au soudage direct du cuivre sur lui-même. Sous ce rapport le cuivre est inférieur au fer, qui doit, au reste, en partie, cette précieuse propriété à la faculté d'absorber le carbone en proportion suffisante pour réduire l'oxyde formé par le contact de l'air, tandis que rien de pareil ne se produit dans le cas du cuivre.

Le point de fusion du cuivre est compris entre celui de l'argent (1000°) et celui de l'or (1200°), mais plus rapproché de ce dernier. Plattner l'évalue à 1173°. J'ai trouvé, d'autre part<sup>1</sup>, que le cuivre rouge fond moins facilement que la fonte blanche, et exige à peu près la même chaleur que la fonte grise ordinaire, c'est-à-dire une température comprise entre 1150° et 1200°.

1. *Ann. des mines*, t. VIII (1875), p. 170.

M. W. Siemens, de Londres, a récemment prouvé que le cuivre se volatilisait complètement sous l'action énergique de l'arc voltaïque à l'abri de l'air.

La coulée du cuivre fondu présente, dans certains cas, des phénomènes de *rochage* qu'il importe de signaler. Karsten et le docteur Percy s'en sont occupés et voici, en résumé, ce qui semble résulter de leurs recherches.

Le cuivre tout à fait pur, obtenu par voie de précipitation électrique, puis fondu dans un creuset sous une couverte de charbon, ne roche pas, pourvu que la coulée se fasse rapidement et autant que possible à l'abri de l'air. On parvient surtout à prévenir le rochage, en opérant la coulée au travers d'un jet de gaz d'éclairage en combustion, qui empêche complètement l'absorption de l'oxygène de l'air. Le cuivre, bien loin de rocher et de *monter*, se déprime plutôt alors au point où le lingot achève de se figer. La cassure du métal est dans ce cas compacte, et sa nuance d'un rose pâle. Le même métal, coulé sans précaution et un peu lentement, absorbe de l'oxygène en traversant l'air; il tend alors à se boursoufler, à *monter* au centre de la lingotière et à projeter même des globules métalliques. Après refroidissement, la cassure est poreuse et sa nuance plus sombre. Cependant, lorsque le cuivre est tout à fait pur, le rochage est peu prononcé; il s'accroît au contraire par la présence du soufre, qui ne manque jamais lorsque l'affinage a été insuffisant. Dans ces conditions, il se dégage de l'acide sulfureux, résultant de la réaction du soufre sur l'oxygène absorbé. Le cuivre commun renferme, en outre, des traces de métaux étrangers, du fer, du zinc, de l'antimoine, de l'arsenic, du plomb, etc. Ces métaux, le plomb surtout, empêchent le montage, parce qu'ils retiennent l'oxygène absorbé, et cet oxygène paraît même nécessaire pour corriger, au moins partiellement, les défauts dus à la présence de ces métaux. Le fait est que le cuivre *commun*, complètement privé d'oxygène, ne peut être travaillé à chaud; il se gerce et se brise sous l'action du marteau, tandis que quand on y laisse un peu d'oxygène sa malléabilité augmente et l'étirage devient possible. Ainsi, un cuivre tenant 2 à 3 millièmes de plomb ou d'antimoine exige la présence d'environ 3 millièmes d'oxygène pour posséder le maximum de ténacité. Le cuivre impur oxydulé ne sera jamais cependant aussi malléable qu'un cuivre absolument pur de tout mélange. Ce dernier seul peut être étiré en fils très fins, laminé en feuilles minces pour capsules, ou encore préparé par polissage pour la gravure. L'oxydure de cuivre se répartit inégalement au milieu du métal et empêche le poli uniforme des plaques; 4 à 5 millièmes d'oxydure suffisent déjà pour produire ce fâcheux effet. L'oxydure affaiblit aussi la ténacité du métal; il rend le nerf plus court et produit des criques au laminage dès qu'il dépasse une certaine proportion; mais cet oxydure est nécessaire, je le répète, pour corriger en quelque mesure les défauts résultant de la présence des métaux étrangers.

Il faut observer, au reste, que, dans les cuivres communs, l'oxygène absorbé ne doit pas être exclusivement uni au cuivre lui-même; il est même assez probable qu'il est surtout retenu par les métaux étrangers plus oxydables, tels que le zinc, le fer, le plomb, etc., ce qui expliquerait, jusqu'à un certain point, l'effet utile de l'oxygène sur la ténacité du cuivre impur.

Si, d'autre part, l'oxygène absorbé est en proportion trop forte, le métal devient alors, tout à la fois, cassant à chaud et à froid. Le grain devient plus grossier et la teinte d'un rouge pourpre plus foncé; c'est le cuivre *rosette* de nos affineurs

de cuivre, l'*extradry* des Anglais, l'*übergaar* des Allemands. Selon le docteur Percy, le cuivre rosette peut ainsi tenir jusqu'à 10 pour 100 d'oxydure, c'est-à-dire 1 1/4 pour 100 d'oxygène, ou même, selon Karsten, jusqu'à 2 pour 100.

Le cuivre *rosette* est surtout cassant à froid, tandis que les métaux étrangers rendent le cuivre plutôt cassant à chaud, et lui communiquent une teinte irisée plus ou moins brouzée.

Karsten admet que le *carbone* est aussi absorbé par le cuivre et y produit des effets analogues à ceux des métaux étrangers. Cette opinion semble cependant peu probable, puisque le cuivre *pur* peut être fondu sous une couche de charbon dans un creuset sans être altéré. Et, en effet, le docteur Percy n'a pu faire absorber au cuivre, dans les conditions les plus favorables, au delà de 4 à 5 cent-millièmes de carbone.

L'*azote* ne semble pas agir directement sur le cuivre. L'ammoniaque aussi est sans action sur ce métal lorsqu'il est pur, ou lorsque déjà il a été dépouillé de l'oxydure que le cuivre commun retient à l'état marchand. Par contre, ce cuivre commun oxydulé est réduit au rouge par le gaz ammoniac, qui perd alors sa malléabilité sans avoir absorbé de l'azote.

Schrötter a cependant obtenu de l'*azoture* de cuivre en faisant passer du gaz ammoniac sur du deutoxyde de cuivre, à la température d'ébullition de l'huile de lin. Mais cet azoture est déjà détruit, au rouge sombre, par la simple chaleur.

Le *phosphore* augmente la dureté du cuivre et sa fusibilité. Par son action sur l'oxygène absorbé, il empêche le *montage*. Selon le docteur Percy, 11 pour 100 de phosphore donnent un composé très dur, d'un gris d'acier. On se sert des phosphures de cuivre pour la fabrication du bronze phosphoré.

MM. Montefiore et Kuntzel ont préparé, dans ce but, des phosphures tenant 8 à 14 pour 100 de phosphore, en fondant dans des creusets 2 parties de cuivre, 4 parties de phosphate acide de chaux et une partie de charbon. Ces phosphures sont peu stables; ils perdent du phosphore par la chaleur et peuvent être ramenés, par une température élevée, à la teneur de 2 pour 100. Par oxydation, le phosphore est facilement enlevé au cuivre.

L'*arsenic* empêche, comme le phosphore, le montage du cuivre, et en faibles doses il l'aigrit sensiblement à la température ordinaire. Cependant, comme le phosphore, il est plus facile à enlever par oxydation directe, ou par l'oxyde de cuivre, que l'antimoine et moins nuisible que ce dernier métal.

Le cuivre absorbe du *silicium*, lorsqu'on le fond à haute température, en présence de sable siliceux et de charbon. Ce métalloïde augmente la dureté du métal, sans empêcher complètement le travail à froid, tant que la proportion de silicium ne dépasse pas 1,6 pour 100; sous ce rapport le silicium produit sur le cuivre le même effet que la plupart des métaux étrangers.

Pour obtenir un véritable *siliciure*, il suffit de décomposer, en présence du cuivre, le fluosilicate de sodium par le cuivre métallique. Le produit est jaune pâle, très dur, mais fragile; il renferme jusqu'à 10 et 11 pour 100 de silicium.

Le métalloïde que l'on rencontre le plus habituellement uni au cuivre est le *soufre*. Dans les usines, le sulfure est connu sous le nom de *matte blanche* (*white metal*); c'est le sulfure ordinaire  $\text{Cu}^2\text{S}$ , qui est très fusible et très fluide dès le rouge ordinaire. Dans les cassures fraîches, il a un vif éclat d'un beau gris d'acier.

A cause de sa fusibilité, il est difficile à griller; aussi, pour lui enlever le soufre, le soumet-on plutôt à la *cémentation oxydante* (le *rôtissage*). Un coup de feu final suffit alors pour expulser la majeure partie du soufre, par la réaction de l'oxyde formé sur le sulfure restant. Le cuivre *brut* ainsi obtenu retient cependant encore un peu de soufre. On s'en débarrasse par l'affinage, qu'on ne saurait trop prolonger, car des traces de soufre favorisent le *montage*. Le cuivre devient alors poreux, par suite peu tenace.

Le sulfure de cuivre se rencontre souvent uni au sulfure de fer. Comme minéral, le composé est connu sous le nom de *cuivre pyriteux*, et, dans les usines, sous ceux de *matte bronze*, ou de *matte bleue*, selon les proportions relatives des deux sulfures.

Le professeur Egleston de New-York a récemment trouvé du *tellure* dans certains cuivres venant du Colorado. Il semble difficile à enlever et paraît nuire beaucoup à la qualité du métal.

On a vu que les métaux étrangers rendaient le cuivre plus dur et en général cassant à chaud. Ils n'agissent pourtant pas tous de la même façon. Le *fer* et le *plomb* ne forment pas d'alliage proprement dit. Le fer est inégalement dispersé dans la masse; il est difficile à enlever, et son influence extrêmement fâcheuse. Le *plomb* se *mêle* au cuivre sans former de véritable alliage. On peut séparer les deux métaux par *liqutation*; seulement, le plomb fondu entraîne un peu de cuivre, et le cuivre, non entraîné, retient du plomb. Au cuivre brut on ajoute cependant assez souvent quelques millièmes de plomb dans le but de faciliter l'affinage. Le plomb prend l'oxygène de l'air, et le transmet aux métaux étrangers. Mais il reste toujours alors des traces de plomb dans le cuivre, qui semblent faciliter le laminage tout en affaiblissant sa ténacité.

Le *zinc* et l'*étain* s'allient au cuivre, en faisant passer sa couleur au jaune. Les deux métaux, l'étain surtout, durcissent le cuivre, et la malléabilité des alliages est moindre que celle du métal pur. L'union de l'étain est d'ailleurs peu intime; il se sépare en partie par liqutation; pour avoir un bronze homogène, il faut le couler en *coquille*.

M. Riche a constaté que le *tam-tam* chinois, qui contient 18 à 25 pour 100 d'étain, peut se forger au rouge sombre, tandis qu'il est cassant au-dessus de 300° à 350°. Le métal se coupe à chaud comme le fer et a le même aspect.

L'*antimoine* rend le cuivre fragile; 0,0015 suffisent pour empêcher l'étirage en fils fins et en feuilles minces. Le *nickel* blanchit et durcit le cuivre. On connaît le métal blanc, dit *argentan* ou *maïllehort*, formé de cuivre, de nickel et de zinc. En affinant le cuivre brut, contenant du nickel et de l'antimoine, il se forme un composé *micacé*, qui semble être un antimonite de cuivre et de nickel. Il reste incorporé dans le cuivre et le rend cassant à froid. Le *manganèse* forme un alliage dur, brillant, d'un gris rosé, dont on tire parti dans le raffinage du cuivre.

On a trouvé des traces de *potassium* dans le cuivre qui a été fondu et affiné au charbon de bois. Sa présence ne paraît pas nuire à la qualité du cuivre. Les traces d'*argent* qui se rencontrent dans certains cuivres ne semblent pas aussi inoffensives.

## II. MINÉRAIS DE CUIVRE.

Le cuivre se rencontre, dans le sein de la terre, principalement uni au soufre. Cependant la *crête* des filons, le *chapeau de fer*, contient ce composé plus ou moins détruit par l'action de l'air et des eaux ; il est transformé en cuivre métallique, cuivre oxydé, cuivres carbonaté, phosphaté, arséniaté, silicaté, et même, dans certains cas, en chlorures ou oxychlorures.

D'autre part, le sulfure de cuivre est rarement isolé ; il est habituellement combiné au sulfure de fer, plus rarement avec d'autres sulfures métalliques ; de plus, à côté de ces composés chimiques plus ou moins complexes, on rencontre aussi, mélangés ou combinés aux cuivres sulfurés, des composés sulfurés de plomb et d'antimoine, des arsénio-sulfures de fer, des minerais d'argent, d'étain, de nickel, etc.

On peut donc distinguer, d'après cela, les minerais de cuivre en *purs* et *impurs*. Les minerais *purs* se subdivisent eux-mêmes en minerais *oxydés* et *natifs* et en minerais *sulfurés simples* et *ferrugineux*. Quant aux minerais *impurs*, on les classe en minerais *arséniés*, *antimonieux*, *plombeux*, *stannifères*, etc.

Passons en revue ces divers minerais.

Le cuivre *natif* est connu depuis 40 ans en grandes masses au lac Supérieur des États-Unis. Il s'y trouve, soit en énormes blocs de plusieurs tonnes<sup>1</sup>, soit sous forme de nodules et de grains de faibles dimensions. Les blocs constituent de véritables filons dans du grès et conglomérat Permien. Les nodules et grains sont disséminés dans une sorte de tuf d'origine porphyrique d'où on le retire par cassage, triage et préparation mécanique ; tandis que le cuivre des filons est découpé à l'aide de coins tranchants.

Le métal du lac Supérieur est du cuivre presque absolument pur. Il contient cependant 2 à 3 dix-millièmes d'argent et parfois des traces de nickel, de fer et de zinc, mais jamais de l'arsenic ni de l'antimoine. On le cote plus haut aux États-Unis que le cuivre provenant des minerais sulfurés.

Le cuivre natif se rencontre accidentellement en plaques irrégulières dans d'autres mines. On peut citer, en France, les mines du Var, et, sur les bords du Rhin, près d'Ems, les mines de Friedrichsseggen. Dans ces deux localités, le cuivre est également argentifère.

L'Amérique du Sud, le Chili principalement, fournit du cuivre natif, en grains, mêlé d'oxyde et de sable quartzo-ferrugineux. Il est connu, dans le commerce, sous le nom de *corocoro*, et contient en moyenne 60 à 80 pour 100 de cuivre ; c'est également un minerai pur.

Le *cuivre oxydulé*,  $\text{Cu}^2\text{O}$ , est assez fréquent dans le chapeau de fer des filons pyriteux. Il est parfois *cristallin* ; plus souvent *terreux* et entremêlé de fer oxydé

1. En 1869, à la mine du Phénix, on a trouvé une masse de cuivre natif de 1000 tonnes, ayant 65 pieds de long, 52 de haut et 4 d'épaisseur moyenne. Sur quelques points l'épaisseur était même de 7 pieds. (*Comptes rendus*, t. LXIX, p. 1082.)

argileux. Il abonde au Chili et en Australie, et fut aussi rencontré dans la partie haute du filon de Chessy. Il abonde dans le gouvernement de Perm en Russie, où il a pour gangue du fer oxydé hydraté quartzeux. C'est un minerai pur, fort estimé, lorsqu'il est riche, mais celui de Perm est pauvre, et contient d'ailleurs du vanadate et du phosphate de cuivre.

On rencontre plus rarement le cuivre *oxydé noir*,  $\text{CuO}$ . Il est en général à l'état terreux, et entremêlé de grains quartzo-ferrugineux. Il accompagnait, à Chessy, le cuivre carbonaté bleu et se trouve, à la mine de Friedrichsseggen, à la base du chapeau de fer, associé à des plaquettes de cuivre rouge et à des filaments d'argent natif.

L'oxyde de cuivre  $\text{CuO}$  est plus souvent uni aux acides qu'isolé. On le trouve surtout à l'état de *carbonate*.

Le carbonate *anhydre* brun est cependant rare ; on ne le connaît qu'aux Indes, et plutôt comme curiosité minéralogique que comme minerai.

À l'état *hydraté* il est *bleu* ou *vert* :

Le minerai *bleu* est formé de 2 équivalents de carbonate pour 1 d'hydrate ; il renferme, à l'état de pureté, 69 pour 100 d'oxyde de cuivre.

Le minerai *vert* se compose d'un équivalent de carbonate pour 1 d'hydrate, et contient 72 pour 100 d'oxyde.

Le minerai *bleu* est assez rare ; il ne s'est rencontré en masses abondantes, sous forme de beaux cristaux, qu'à Chessy, là où le filon passe du schiste ancien dans le trias. C'était un minerai excellent, tout à fait pur, malheureusement trop vite épuisé.

Le minerai *vert* est plus répandu ; ce sont des masses fibreuses vertes, d'un bel éclat soyeux, aux affleurements des filons sulfurés et pyriteux du Chili, de la Sibérie et d'Australie. Sur divers points, il est associé au silicate vert, plus rarement à des plaquettes de carbonate bleu.

Outre le *carbonate*, les mines fournissent divers autres sels de cuivre. Les *phosphates* et les *arséniates* sont rares ; on les trouve sous forme de cristaux isolés, dans le chapeau de fer des minerais sulfurés. Au Chili et au Pérou on connaît le *sous-sulfate* et de l'*oxychlorure*. Tous deux sont verts et sableux, le premier d'apparence terreuse, le second à l'état de poudre cristalline. Ce sont des minerais purs ; le chlorure surtout.

Les eaux provenant des mines pyriteuses, renferment du sulfate de cuivre en dissolution. On précipite ce métal au moyen de ferraille ou de chaux (Rio-Tinto en Espagne).

Au carbonate vert se trouve associé le *silicate hydraté vert* (la *malachite*). Ce sont des masses amorphes : ces minerais sont mamelonnés et purs comme les carbonates, mais relativement rares.

Un autre silicate est connu à Coquimbo sous le nom de *métal de carbone* ; c'est un silicate hydraté, noir et brillant comme la houille ; il contient, outre l'oxyde de cuivre, de l'oxyde de manganèse ; et, comme gangue, du calcaire et du quartz.

La seconde classe de minerais de cuivre comprend les composés *sulfurés*. Ce sont de beaucoup les minerais les plus abondants, en quelque sorte le minerai *primitif* ou normal. Cependant le sulfure *simple*,  $\text{Cu}^2\text{S}$ , connu sous le nom de cuivreux *vitreux*, ou *sulfure noir*, est relativement rare ; cependant, on le rencontre, au Chili, isolé ou mêlé à l'oxydure rouge. C'est en ce même état qu'il a été rencontré, il y a quelques années, à Isserpou, dans le département de l'Allier. Mais

le véritable minéral de cuivre est le sulfure double de fer et de cuivre,  $\text{Cu}^2\text{S} + \text{Fe}^2\text{S}^2$ , connu sous le nom de *cuivre pyriteux*, et renfermant :

Cu. . . . .	55
Fe. . . . .	30
S. . . . .	55
	<hr/>
	100

Il est en masses compactes, ou cristallines, d'un jaune vif bronzé, presque toujours associé à la pyrite de fer  $\text{FeS}^2$ , d'un jaune plus pâle. La gangue habituelle est le quartz et la roche encaissante du schiste argileux durci. Tels sont les gîtes de Saint-Bel (Rhône), Fahlun (Suède), Agordo (Vénétie), Huelva et Rio-Tinto (Espagne), le Ramelsberg (Hartz), les mines du Cornouailles, etc.

La teneur de ces minerais dépend des proportions respectives des pyrites de fer, mêlées au cuivre et des gangues terreuses qui l'accompagnent. La teneur maximum est celle du cuivre pyriteux pur (55 pour 100) ; mais, en moyenne, elle est rarement supérieure à 10 ou 12 pour 100, et souvent de 3 à 5 pour 100 à peine (Suède).

Lorsque la pyrite de cuivre est simplement associée à de la pyrite de fer, ou mêlée de fer oxydulé magnétique ou spathique, on peut considérer le minéral comme pur. Il est classé dans les minerais *impurs*, dès que la pyrite est arsenicale, ou mêlée de galène, de cuivre gris, d'oxyde d'étain, etc. La pyrite de cuivre pure est rarement argentifère ; plus souvent on y trouve des traces d'or.

Dans certaines mines de cuivre, le cuivre pyriteux fait place, en partie ou en totalité, à un sulfure plus riche, la *Phillipsite*, appelée aussi cuivre *panaché*, à cause de ses teintes irisées. C'est une masse compacte, brouzée, non cristalline, formée de proportions variées de sulfure de cuivre et de fer. Les limites extrêmes sont :

Cuivre . . . .	56 à 70
Fer. . . . .	17 à 8
Soufre . . . .	27 à 22.
	<hr/>
	100.

Mais ces limites elles-mêmes peuvent être dépassées par suite de mélanges, plus ou moins intimes, de Phillipsite avec les pyrites ordinaires de fer et de cuivre. A la mine de Monte-Catini, en Toscane, où le cuivre panaché abonde, il est surtout mêlé de cuivre pyriteux. On trouve aussi le cuivre panaché au Chili. Dans les deux localités, le minéral est pur et le cuivre d'excellente qualité. Il est rarement argentifère.

Le type des minerais de cuivre *impurs* est le cuivre *gris*. C'est un sulfo-arséniure, ou sulfo-antimoniure de cuivre, de plomb, de zinc, etc. Ces minerais sont toujours argentifères, et bien souvent la valeur de l'argent dépasse celle du cuivre, de sorte qu'on les considère alors plutôt comme minerais d'argent. Ils se rencontrent rarement en grandes masses et sont plutôt associés aux minerais d'argent qu'aux minerais de cuivre proprement dits.

On peut citer les mines du Colorado et de la Nevada, aux États-Unis ; Mouzaïa, en Algérie, dans une gangue de fer spathique ; la haute vallée d'Anniviers dans le Valais, en Suisse, et plusieurs mines en Hongrie.

Outre cette classe de minerais impurs, il faut mentionner les *schistes cuivreux*



du Mansfeld, en couche mince dans le terrain Permien. Au fond, c'est du sulfure de cuivre  $\text{Cu}_2\text{S}$ , en veines dans le schiste bitumineux ; seulement, au cuivre sulfuré sont associés des sulfures divers de plomb, antimoine, zinc, fer, nickel, argent, molybdène, etc. On les exploite activement, depuis plusieurs siècles, dans le comté de Mansfeld.

Un gisement analogue est aussi connu auprès de Puget-Téniers, sur les rives du Var (Alpes-Maritimes). Le minerai y est même plus riche en cuivre qu'au Mansfeld, mais plus difficile à fondre, parce que le schiste contenant les sulfures est argilo-siliceux et non, comme au Mansfeld, marno-bitumineux.

Enfin, rappelons que tous les minerais sulfurés ou oxydés, que je viens de mentionner, passent dans la catégorie des minerais *communs* ou *impurs*, dès qu'ils sont mêlés à des minerais étrangers, tels que la blende, la galène, la pyrite arsenicale, etc., que l'on ne peut complètement séparer par préparation mécanique. C'est même la classe la plus abondante des minerais *ordinaires*, celle qui a fait la fortune des mineurs du Cornouailles.

La plupart des minerais de plomb, d'étain, d'antimoine ne peuvent être soumis, avec avantage, aux opérations métallurgiques qu'après notable enrichissement par préparation mécanique. En les fondant pauvres, on perdrait par scorification une partie considérable du métal. Tel n'est pas le cas du cuivre, du moins lorsqu'il est associé au soufre. L'affinité du soufre pour le cuivre est telle qu'en présence de ce métalloïde, il ne saurait subsister à l'état d'oxyde ou de silicate. Aussi peut-on fondre, avec avantage, même des minerais ne tenant que 3, 4 ou 5 pour 100 de cuivre, pourvu toutefois que le lit de fusion renferme assez de soufre pour sulfurer tout le cuivre. On enrichit donc les minerais de cuivre, par simple préparation mécanique, dans le cas seulement où cette opération est peu coûteuse, ou bien lorsqu'elle est nécessitée par l'absence totale du soufre, comme dans le cas des minerais oxydés ou natifs du lac Supérieur.

Pour donner une idée de l'importance relative du cuivre, disons, avant d'entamer le traitement proprement dit de ses minerais, que depuis plusieurs années la valeur de ce métal oscille entre 1500 et 1700 francs la tonne, après s'être maintenue longtemps vers 2500 francs, et par moments même à 3000 francs. La production totale actuelle du cuivre est d'environ 120 000 tonnes.

La fabrication du cuivre est surtout concentrée en Angleterre ; elle a aussi une certaine importance en Amérique, en Russie et en Suède.

### III. TRAITEMENT DES MINERAIS DE CUIVRE PAR VOIE IGNÉE.

Occupons-nous d'abord des minerais *sulfurés*, qui sont de beaucoup les plus nombreux. Nous verrons, au reste, que le traitement des minerais *oxydés* et *natifs* rentre dans la méthode générale par la simple suppression de la première ou de plusieurs des premières opérations. Pour simplifier d'ailleurs l'exposé de la méthode, nous supposerons qu'il s'agit d'abord de minerais *purs*, c'est-à-dire de cuivre pyriteux ou panché, simplement mêlé de sulfures de fer et de zinc, avec gangues de

quartz et de schistes argileux. La teneur des minerais est, en moyenne, de 5 à 10 pour 100; elle descend rarement au-dessous de 3 pour 100 et ne dépasse guère 14 à 15 pour 100.

Le problème à résoudre consiste donc à isoler les 5 à 10 pour 100 de cuivre, de 90 à 95 pour 100 de fer, de zinc, de soufre et de silice plus ou moins argileuse. Jusqu'à présent on ne connaît aucun procédé permettant d'enlever d'un seul coup toutes ces substances; même deux opérations ne suffisent pas.

A la rigueur, on pourrait éliminer tout le soufre par un grillage soigné; mais alors le fer et le zinc seraient oxydés comme le cuivre; par suite, il serait impossible de réduire ce dernier oxyde sans réduire en même temps la majeure partie du fer et du zinc. On aurait donc du cuivre fortement chargé de ces métaux, ou bien, en modérant l'action réductrice, on laisserait une partie notable du cuivre dans les scories, à l'état d'oxyde.

Pour éviter ces alternatives, aussi fâcheuses l'une que l'autre, il faut se contenter d'un grillage *partiel*, puis soumettre le minerai grillé incomplètement à une fonte *semi-réductive* qui produira, d'une part, des scories silicatées, contenant, outre la totalité des gangues terreuses, une partie notable du fer et du zinc à l'état d'oxydes, et, d'autre part, des *mattes* renfermant, uni au soufre, tout le cuivre avec le reste du fer et du zinc. On aura donc ainsi une sorte de minerai sulfuré enrichi, complètement dépourvu de toute gangue terreuse; c'est la *matte crue*, ou *matte bronze*, contenant en général 15 à 20 pour 100 de cuivre à l'état de  $\text{Cu}_2\text{S}$ , uni au sulfure de fer  $\text{FeS}$  ou  $\text{Fe}^{\text{S}}\text{S}^{\text{I}}$ . Cette première fusion est basée, comme on voit, sur la forte affinité du cuivre pour le soufre, sur l'affinité non moins forte du fer et du zinc pour l'oxygène, et celle de ces deux oxydes pour la silice. C'est le soufre, en un mot, qui empêche la scorification du cuivre par la silice.

La *matte crue* contient donc encore du cuivre, du fer et du zinc uni au soufre. Depuis peu M. P. Manhès de Lyon est parvenu à transformer *directement* cette *matte* en *cuivre brut*, à l'aide du convertisseur *Bessemer*, légèrement modifié; mais jusqu'à présent, dans la plupart des usines, on atteint ce but par deux opérations: un grillage complet (*à mort*), qui élimine le soufre, et une nouvelle fonte *réductive*, qui a pour but la réduction de l'oxyde de cuivre et la scorification des oxydes de fer et de zinc. Malheureusement la séparation n'est pas absolue. Si la réduction est énergique, le fer et le zinc sont réduits, ce qui rend le cuivre brut ferreux et zingueux. Si, au contraire, elle est faible, on laisse une partie du cuivre oxydé dans les scories. Il y a donc perte dans les deux cas. Pour l'éviter, on préfère laisser un peu de soufre dans les *mattes* grillées, et ne pas pousser à outrance l'action réductrice. On aura alors trois produits au lieu de deux: outre le cuivre brut, des scories légèrement cuivreuses que l'on repasse à la fonte pour *matte bronze*, et une *matte riche*, contenant le reste du cuivre non réduit. Cette *matte*, grillée à part, sera finalement traitée à son tour pour cuivre brut.

Le cuivre brut, ainsi obtenu, appelé souvent aussi *cuivre noir* à cause de sa nuance sombre, retient encore, comme son nom l'indique, quelques centièmes d'éléments étrangers provenant des minerais. Il faut donc l'épurer, en le soumettant à une nouvelle opération, l'*affinage*, à laquelle succède enfin un travail inverse, le *raffinage*, dans le but d'enlever au cuivre affiné, dit *cuivre rosette*, l'excès d'oxygène qu'il absorbe vers la fin de l'affinage. C'est par le raffinage que

l'on obtient finalement le cuivre *marchand*, connu aussi sous le nom de *cuivre rouge*.

Remarquons maintenant, en ce qui concerne les minerais de cuivre *non sulfurés*, que le cuivre *natif massif* peut être directement soumis à l'affinage; que les cuivres *oxydés riches* peuvent être assimilés à la matte grillée et réduits comme elle à l'état de cuivre brut; enfin que les minerais *oxydés et natifs pauvres* devront être mêlés, autant que possible, aux minerais sulfurés, ou fondus avec des pyrites de fer ou d'autres éléments sulfurants, afin d'éviter les pertes par scorification. Dans ce dernier cas donc le cuivre des minerais pauvres sera aussi rassemblé sous forme de matte bronze.

Observons enfin que si les minerais, quoique naturellement sulfurés, contenaient pourtant *peu* de soufre, il faudrait bien se garder de les soumettre au grillage, sinon la fonte pour mattes entraînerait des pertes de cuivre par scorification. La première fonte des minerais, non précédée par un grillage, prend alors le nom de *fonte crue*.

D'après cela, le traitement des minerais de cuivre *purs* peut être résumé par le tableau suivant :

Opérations.	Produits.
1 <sup>o</sup> <i>Grillage des minerais</i> à gangue de pyrites de fer.	Minerai grillé.
2 <sup>o</sup> { <i>Fonte pour mattes</i> des minerais grillés ou <i>Fonte</i> <i>crue</i> des minerais peu sulfurés. . . . . }	Premières mattes, dites mattes bronzes.
<i>Nota.</i> — Dans les deux cas, on ajoute les minerais oxydés ou natifs pauvres et les scories qui retiendraient du cuivre.	
3 <sup>o</sup> <i>Grillage à mort</i> des mattes bronzes et des mattes riches provenant de l'opération n <sup>o</sup> 4. . . . . }	Mattes grillées.
4 <sup>o</sup> <i>Fonte réductive</i> des mattes grillées. . . . . }	Cuivre brut, dit cuivre noir, mattes riches et scories cuivreuses.
<i>Nota.</i> — On ajoute aux mattes grillées les minerais oxydés riches.	
5 <sup>o</sup> <i>Affinage</i> du cuivre brut. . . . . }	Cuivre <i>rosette</i> et scories riches.
<i>Nota.</i> — On ajoute, ou fond directement le cuivre natif extra-riche.	
6 <sup>o</sup> <i>Raffinage</i> du cuivre <i>rosette</i> . . . . . }	Cuivre <i>marchand</i> et scories riches.
<i>Nota.</i> — Cette sixième opération se pratique souvent dans le même four, et immédiatement à la suite de la cinquième.	

*Nota.* — Ajoutons, que les scories plus ou moins cuivreuses des opérations 5 et 6 sont ajoutées, comme les minerais oxydés riches, à la fonte pour cuivre brut, et que les scories de cette dernière opération facilitent encore comme fondants le travail de la fonte pour matte bronze.

Rappelons enfin qu'en adoptant le procédé Bessemer de M. P. Manhès, on remplace les opérations coûteuses 3 et 4 par un procédé unique, fort expéditif, qui permet, par la simple injection du vent au sein des mattes fondues, d'éliminer simultanément le soufre, le fer et le zinc, et de produire du cuivre brut plus pur que celui provenant de la fonte réductive n° 4.

L'emploi du convertisseur Bessemer simplifie donc le travail du cuivre aussi bien que celui du fer.

Supposons maintenant le cas, plus complexe, des minerais *impurs*, c'est-à-dire de minerais contenant, outre le fer, le zinc et le soufre, du phosphore, de l'arsenic et des métaux divers, tels que l'antimoine, le plomb, l'étain, le cobalt, le nickel, l'argent, etc.

On commence toujours, comme dans le cas des minerais purs, par l'élimination de la gangue pierreuse; à moins que les minerais ne soient riches en pyrites de fer, ou bitumineux comme les schistes du Mansfeld, on les soumet directement à la fonte *crue*, parce qu'ils sont en général peu sulfureux par eux-mêmes.

Observons seulement que le grillage préalable avec pyrites de fer offre l'avantage d'expulser déjà, avec le soufre, une partie de l'arsenic et de l'antimoine, à cause de la volatilité relative des oxydes et des sulfures de ces deux éléments.

Dans la fonte réductive pour mattes, il se fait, comme dans le cas des minerais purs, un partage des métaux entre les mattes et les scories, selon l'abondance relative du soufre et le degré d'affinité des métaux pour l'oxygène.

Une partie du fer, du zinc et même du plomb et de l'étain passe dans les scories; et elle est d'autant plus grande que le soufre est plus rare dans le lit de fusion. Le cuivre, le cobalt, le nickel et l'argent restent unis au soufre; il en est de même de la majeure partie du fer, du zinc, du plomb, de l'étain et de l'antimoine; mais, comme je l'ai dit, si le soufre manque, ou si les matières sont partiellement grillées, une fraction plus ou moins notable du zinc, de l'étain, du plomb, et surtout du fer, passe comme oxydes dans les scories. Outre cela, si la température est élevée, le zinc, le plomb et l'antimoine seront partiellement volatilisés, ainsi qu'une portion de l'arsenic et du phosphore, tandis que le reste s'unit dans les mattes avec le cuivre. Les produits de cette première fonte seront, par suite, des scories silicatées à rejeter, et des mattes fort complexes, contenant tout le cuivre, le cobalt, le nickel et l'argent du minerai, ainsi qu'une partie du fer, du zinc, de l'étain, du plomb, de l'antimoine et de l'arsenic.

*Épurer* ces mattes complexes, tel est le problème qui reste à résoudre. On réussit facilement par le procédé Bessemer de M. Manhès. Sauf le cuivre, le nickel, le bismuth, l'argent et une partie du cobalt, les autres éléments sont tous oxydés, puis combinés avec la silice ou volatilisés. Le soufre, l'arsenic, le phosphore et la majeure partie de l'antimoine, de l'étain et du plomb sont éliminés à l'état gazeux. Le fer, le zinc et une partie du cobalt sont scorifiés avec le reste de l'étain, du plomb et de l'antimoine. Le cuivre brut est relativement pur. Le seul inconvénient du procédé est la perte d'une partie de l'argent par volatilisation.

Au lieu d'appliquer ce procédé radical, on a cherché jusqu'à présent à atteindre le même but par une série de grillages partiels et de fontes réductives.

Si, en effet, on grillait les mattes bronzes entièrement à mort, on aurait un cuivre brut extrêmement impur.

Presque tout le plomb, l'étain, le cobalt et le nickel se retrouveraient dans le cuivre brut avec une partie du fer, du zinc, de l'antimoine, de l'arsenic et du phosphore.

Si, au contraire, on fractionne les grillages et multiplie les fontes réductives, on éliminera à chaque grillage une partie du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine, tandis qu'à chaque fonte réductrice on scorifiera une partie des métaux oxydables, et volatiliserà une partie du zinc, de l'antimoine, du plomb, de l'arsenic, etc.

On peut même, en sacrifiant une partie du cuivre, épurer d'autant mieux la matte riche finale. En ne grillant pas la matte bronze complètement à mort, la fonte pour cuivre noir produit en effet, avons-nous dit, outre le cuivre brut, une certaine quantité de matte *riche*. Or, on constate que, dans ce cas, le cuivre métallique s'empare surtout des métaux étrangers, tandis que la matte riche ne retient guère, outre le cuivre et un peu de fer, que le cobalt et une partie de l'argent. On peut donc, en graduant les grillages, s'arranger de façon à obtenir un faible eulot de cuivre métallique, entraînant la majeure partie de l'étain et de l'antimoine, du plomb et de l'argent, et par-dessus une matte *épurée*, qui renfermera la presque totalité du cuivre, avec une fraction relativement faible des substances étrangères. En répétant ainsi deux ou trois fois ces grillages partiels, toujours suivis de fontes réductives, on aura une dernière matte, relativement pure, qui sera finalement grillée à mort, puis soumise à la fonte pour cuivre brut.

La méthode consiste donc essentiellement à intercaler, entre la fonte pour matte bronze et celle pour cuivre brut, deux, quatre ou six opérations, tour à tour oxydantes et réductives, à l'aide desquelles on se débarrasse peu à peu de la majeure partie des éléments nuisibles, sans pouvoir cependant atteindre jamais le degré de pureté du cuivre brut provenant des minerais naturellement purs. Ces opérations complémentaires sont généralement appelées grillages et fontes de *concentration*.

On voit, d'après cela, qu'outre les six opérations *normales* ci-dessus mentionnées, le traitement des minerais impurs comporte, lorsqu'on n'adopte pas le procédé Bessemer, deux, quatre ou six opérations complémentaires, que l'on intercale entre la fonte pour matte bronze et le grillage à mort précédant la fonte pour cuivre brut. C'est par suite, dans le cas des minerais *impurs* surtout, que le procédé nouveau, basé sur l'emploi de la cornue Bessemer, simplifie singulièrement la métallurgie du cuivre.

Constatons maintenant que la méthode générale de traitement que je viens d'esquisser peut être réalisée de deux façons différentes. En Angleterre, toutes les opérations, tant oxydantes que réductives, se pratiquent au réverbère; tandis que, sur le continent, les grillages se faisaient autrefois à l'air libre, ou en cases, les fontes réductives au four à cuve, l'affinage et le raffinage au bas-foyer. De là deux méthodes en apparence assez distinctes, la méthode dite *allemande*, *sueñoise* ou *continentale*, ou la méthode *anglaise*. Aujourd'hui, cependant, elles se confondent plus ou moins, chacune empruntant à l'autre ce qu'elle a de mieux. Ainsi le grillage du minerai ne se fait plus à l'air libre. Pour pouvoir utiliser

l'acide sulfureux, on opère dans les cases voûtées de Saint-Bel, les fours à tablettes de MM. Perret, les fours à cascades de Gerstenhöfer, les fours à mouffles, les réverbères ordinaires, etc.

La *première fonte réductrice*, pour matte bronze, se pratique encore, en général, au réverbère en Angleterre, mais réussit pourtant mieux dans un four à cuve (cubilot ou demi-haut-fourneau).

Le *grillage des mattes* est fait dans les mêmes appareils que celui des minerais, mais on y apporte plus de soins, parce qu'il doit être plus complet. En Angleterre, au reste, on substitue souvent la *céméntation oxydante* au grillage proprement dit; dans ce cas, la fonte pour cuivre brut succède directement, dans le même four, à la céméntation oxydante.

Sur le continent, la fonte pour cuivre brut se fait encore en général au four à cuve, quoique, à bien des égards, le réverbère soit préférable.

Les grillages partiels des mattes *impures* et les diverses fontes de concentration se pratiquent toujours au réverbère dans les usines anglaises; tandis que sur le continent les simples cases pour les grillages, et les fours à cuve pour les fontes réductives, prédominent encore.

Enfin l'*affinage* et le *raffinage* se font aujourd'hui, à peu près partout, au réverbère, selon la méthode anglaise.

Le traitement des minerais de cuivre étant ainsi esquissé dans son ensemble, entrons dans le détail des opérations, en citant les usines principales où s'élaboreront les minerais de cuivre.

## I. TRAITEMENT DES MINERAIS PURS PAR LA MÉTHODE CONTINENTALE.

Les plus importantes usines à cuivre du continent sont à Falun et Atvida en Suède, dans le gouvernement de Perm en Russie, au Mansfeld et au pied du Harz en Prusse, etc. Donnons quelques détails sur les méthodes employées dans ces districts. Comme je viens de le dire, elles se sont modifiées, dans le cours des trente dernières années, par l'adoption partielle des procédés anglais; mais, pour bien faire comprendre les avantages de la méthode nouvelle, il convient de parler d'abord de la méthode *ancienne*, telle qu'elle était pratiquée, il y a 40 ans encore, dans les usines de Suède et d'Allemagne.

Prenons comme exemple la Suède, et en particulier le plus important de ses districts, celui d'*Atvida*.

### USINE A CUIVRE D'ATVIDA<sup>1</sup>.

Les minerais y sont de deux sortes, les minerais *tendres* à gangue de pyrite de fer, et les minerais *durs* à gangue de quartz. Outre ces deux gangues principales,

1. Les renseignements sur Atvida et Falun sont extraits des Mémoires de Gahn, Bredberg, etc., publiés dans le Journal d'Erdmann, t. III, IV et XII; le *Bergwerksfreund*, t. XIII, XIV et XV, et les notes manuscrites de MM. les ingénieurs Vicaire et Nivoit, déposées à la bibliothèque de l'École des mines de Paris.

les minerais renferment de la blende et assez souvent un peu de fer oxydé magnétique. C'est par l'abondance de la blende que les minerais d'Atvida se distinguent principalement de ceux de Fahlun. La teneur moyenne est d'ailleurs de 5 pour 100 à Atvida et peu supérieure à 3 pour 100 à Fahlun. Comme substances étrangères subordonnées, on peut citer la galène et la pyrite arsenicale. Quant au nickel et au cobalt, ils sont rarement tout à fait absents, mais les proportions sont extrêmement faibles, et l'on doit citer, pour mémoire seulement, les métaux nouveaux, le *thallium* et l'*indium*, trouvés dans les dépôts boueux des chambres de plomb.

La méthode de traitement, jadis suivie en Suède, comprend les six opérations classiques ci-dessus mentionnées (p. 107).

La première de ces opérations, le *grillage*, s'applique uniquement au minerai à gangue de pyrites de fer (le minerai *tendre*); le minerai *quartzeux*, qui est peu sulfureux, va directement à la fonte pour mattes.

Le grillage se faisait autrefois exclusivement en *tas*, tandis que l'on se sert aujourd'hui, selon les lieux, de l'un ou l'autre des divers appareils décrits dans l'article consacré aux principes généraux de la métallurgie (p. 81 et suivantes).

1° *Grillage en tas*. — Le grillage en *tas* est l'enfance de l'art. On perd la presque totalité des produits accessoires, on réalise l'oxydation d'une façon inégale et on détruit la végétation dans les environs. Ces motifs expliquent la préférence aujourd'hui donnée au grillage en *fours*. On a aujourd'hui tout au plus recours au grillage en tas vers le début d'une exploitation minière, lorsque sa durée, encore incertaine, conseille les installations les plus économiques.

Les tas sont établis sur une aire plate et sèche; ils sont carrés ou à ase rectangulaire, et ont la forme d'une pyramide tronquée. Dans le premier cas, on leur donne 6 à 10 mètres de côté; dans le second, 3 à 6 mètres de largeur sur une longueur indéterminée. La hauteur ne dépasse guère 2<sup>m</sup>,50; une hauteur et une largeur plus grandes rendraient impossible l'oxydation des fragments placés au centre.

Sur l'emplacement choisi on répand un lit mince d'argile, légèrement humectée, par-dessus une faible couche de minerai mené à l'état cru, ou partiellement grillé d'une opération antérieure; après cela, le tout est fortement damé pour avoir une sole plane, imperméable.

Au centre, dans le cas d'un carré, et, de distance en distance, le long de la ligne médiane, lorsque la base est rectangulaire, on élève une cheminée pour régler le *tirage*. Elle se fait en planches, ou mieux en briques et en pierres, laissant entre elles de nombreux jours.

Sur la sole on étend un lit de fagots ou de bois pour la mise en feu des pyrites; par-dessus on empile le minerai, en plaçant les plus gros fragments au centre, le menu au dehors. Ce menu ne doit d'ailleurs jamais être en couche épaisse, sinon le grillage serait impossible. Lorsque le menu est trop abondant, on y réserve quelques cheminées verticales ou inclinées, à l'aide de mandrins en bois autour desquels on dresse le minerai légèrement humecté. C'est l'expédient auquel on a eu recours à Røraas (Norvège).

A Atvidaberg (Suède), où le minerai est blendeux, le grillage spontané est dif-

ficile faute de soufre. Pour réchauffer le minéral, on interstratifie un peu de charbon ou du bois menu. On donne 0<sup>m</sup>,40 à 0<sup>m</sup>,50 de hauteur aux lits de minéral, et 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,55 au combustible.

L'opération elle-même est simple. Dès que le feu est mis au lit de combustible qui sert de base au tas, la combustion se propage spontanément de fragment à fragment, et la chaleur se maintient par l'oxydation même du fer et du soufre. Il faut seulement, selon la direction du vent, modérer et régler la marche du feu, en couvrant plus ou moins de menu la face directement frappée par le courant d'air. Mais on conçoit facilement que même les précautions les plus minutieuses n'empêchent pas l'inégale répartition de l'air et de la chaleur; aussi constate-t-on toujours la fusion partielle des pyrites, au centre du tas, et par suite, leur incomplète oxydation. En un mot, le grillage en tas ne réalise jamais l'oxydation *complète* du soufre et, au fond, on ne doit même pas se proposer ce but, puisque la fonte réductive qui succède au grillage a précisément pour but la formation d'une *matte*, c'est-à-dire celle d'un produit qui doit renfermer à l'état *sulfuré*, non seulement tout le cuivre du minéral, mais encore une partie du fer et des autres métaux. Donc, à ce point de vue spécial, le grillage en tas n'est pas un procédé imparfait; il ne l'est que par le fait de la perte de l'acide sulfureux, et des dégâts que ce produit gazeux occasionne aux localités voisines.

Une opération dure deux à trois mois, et même davantage si l'on tient compte du temps pendant lequel a lieu le refroidissement. Lorsque la température s'est suffisamment abaissée, on défait le tas et trie au marteau les fragments inégalement oxydés, du moins, dans les usines où l'on se propose, comme à Agordo (Vénétie), de traiter séparément les parties oxydées et les morceaux qui sont encore sulfurés. Mais c'est là un cas exceptionnel, sur lequel nous reviendrons; en général, on se contente simplement de concasser les gros fragments, et de mêler le tout uniformément pour la fusion des mattes.

Lors du grillage en tas, on perd le soufre, comme je viens de le dire, sous forme d'acide sulfureux; une partie est cependant volatilisée, par distillation, sans subir la combustion. Le soufre se dépose en gouttelettes à la surface du tas, où l'on peut en recueillir une certaine quantité, en pratiquant dans le menu, qui couvre la base supérieure de la pyramide tronquée, une série de cavités hémisphériques, où la matière distillée se réunit à l'état fluide. On l'enlève à la cuiller dès que le niveau du soufre s'y élève trop. On a pu ainsi, à Saint-Bel et au Rammelsberg, recueillir jusqu'à 10 kilogrammes de soufre par tonne de minéral grillé, et solder ainsi tous les frais du grillage par ce simple produit secondaire. Mais c'est là un minime profit, car on perd encore les neuf dixièmes au moins du soufre éliminé. Il vaut donc mieux, et cela se fait généralement aujourd'hui, se servir de *cases voûtées*, pourvues de *grilles en fer* dans le cas de minerais en morceaux; et de fours à cascades (*Gerstenhöfer*) lorsque le minéral est menu. Le grillage n'est pas complet non plus, mais suffisant, puisqu'il s'agit d'une fonte pour mattes qui doit recueillir tout le soufre à l'état de sulfure.

Le bois brûlé, dans le grillage en tas, ne dépasse pas 1 pour 100 du poids du minéral, dans le cas de minéral riche en pyrites de fer. Il est de 8 à 9 pour 100 (1/5 à 1/4 de stère de bois de pin par tonne de minéral) lorsque le minéral est quartzeux et blendeux comme à Atvidaberg en Suède.



Selon les dimensions données aux tas, on peut griller jusqu'à 200 ou 250 tonnes par pyramide.

Les réactions chimiques, mises en jeu lors du grillage en tas, varient avec la température et la nature des minerais. Si la température est basse et l'afflux de l'air suffisant, il se forme des sulfates de fer et de cuivre faciles à enlever par lixiviation. En général cependant, sauf à la surface des tas, la chaleur décompose les sulfates, soit directement, soit sous l'influence réductrice des sulfures non encore oxydés. Il se produit donc en fin de compte de l'acide sulfureux et des oxydes métalliques, mêlés de sulfures incomplètement grillés. C'est ce mélange complexe que l'on soumet à la fonte pour mattes. Lorsque les minerais renferment de la blende, de la galène et des composés arséniés ou antimoniés, le résidu solide comprendra aussi des oxydes de zinc et de plomb, mêlés d'antimoniates et d'arséniates, mais l'arsenic et l'antimoine sont aussi partiellement éliminés à l'état d'oxyde d'antimoine et d'acide arsénieux.

Une réaction particulière s'observe dans le cas de minerais pauvres en cuivre, mais riches en pyrites de fer. On constate alors, surtout lors d'un grillage *lent* à température modérée, que les noyaux, restés sulfurés, se sont enrichis en cuivre, tandis que les parties oxydées se trouvent relativement appauvries.

Dans quelques usines, où le minerai est exceptionnellement pauvre, à Agordo (Vénétie) et à Foldal (Norvège), par exemple, on favorise à dessein cette inégale répartition du cuivre, pour ne fondre que les noyaux enrichis, tandis que l'on se contente de lessiver les parties oxydées pauvres. Il suffit pour cela, comme je viens de le dire, de griller lentement et à basse température. C'est le mode de grillage, appelé *Kernröstung*, grillage pour *noyaux*, en Allemagne.

Voici comment doit s'opérer la concentration du cuivre dans le noyau sulfuré.

Lors du grillage, chaque fragment de minerai se compose d'un noyau central, sulfuré, sensiblement intact, entouré d'une enveloppe déjà oxydée par le grillage. Entre deux se trouve la zone peu large, où s'opère le grillage proprement dit. L'air arrive par la croûte oxydée crevassée et y brûle le soufre et le fer. La chaleur ainsi produite ramène le bisulfure  $\text{FeS}_2$  de la partie contiguë du noyau en  $\text{FeS}$ ; quant au soufre volatilisé, il est brûlé par l'air et l'oxyde de cuivre de la croûte grillée; il se reforme ainsi du  $\text{Cu}_2\text{S}$  aux dépens de l'oxyde de cuivre qui s'y trouve. Or ce sulfure de cuivre est fusible et très fluide à l'état fondu; il peut donc se porter facilement sur le protosulfure de fer en voie de formation, pour lequel il a de l'affinité. L'union des deux sulfures est d'ailleurs favorisée par l'action capillaire des fissures qui sont plus fines dans le noyau central, encore intact, que dans la croûte externe déjà oxydée.

Ainsi donc, le cuivre, grâce à son affinité pour le soufre, est sans cesse ramené du dehors vers le centre de chaque fragment, qui se trouve de la sorte plus ou moins enrichi. Un minerai, tenant 3 à 4 pour 100 de cuivre, a donné, par ce procédé, des noyaux à 15 et 20 pour 100, et des croûtes d'au plus 2 pour 100<sup>1</sup>.

Au lieu du grillage en *tas*, on fait aujourd'hui plutôt usage du grillage en *fours* pour pouvoir utiliser l'acide sulfureux. Comme je l'ai dit, on se sert de *cases*

1. Journal d'Erdmann, t. IV, p. 502, et Annales des mines, 5<sup>e</sup> série, t. VIII, p. 407.

où *tées* à barreaux de fer, ou de *kilns* anglais, lorsque le minéral est en morceaux, tandis qu'on a recours aux *réverbères*, fours à *mouffles* ou à *tablettes*, fours à *sole tournante*, fours à *cascaides*, etc., dans le cas de pyrites cuivreuses en grains ou schlichs. Je renvoie pour cette opération, qui n'offre rien de spécial, aux principes généraux de la métallurgie (pages 81 et suiv.).

## 2° Fonte pour *matte bronze*.

La seconde des six opérations dont se compose le traitement normal des minerais de cuivre, est la fonte pour *matte bronze*, partout pratiquée sur le continent dans un four à cuve.

Jusqu'au commencement de ce siècle on se servait spécialement de *fours à manche*, ayant tout au plus 1<sup>m</sup>,80 à 2 mètres de hauteur et une seule tuyère dans la paroi du fond. La cuve intérieure était un prisme à base de trapèze, ayant 0<sup>m</sup>,90 à 1 mètre de largeur vers la tuyère, et environ 0<sup>m</sup>,80 du côté opposé, sur la poitrine, placée à 1 mètre environ de la paroi de fond. Avec de pareilles dimensions et un seul jet de vent de faible pression la température variait considérablement de l'arrière à l'avant. Au centre, en face de la tuyère, excès de chaleur ; le long des parois, chaleur insuffisante et engorgements fréquents. Outre cela, à cause de la faible hauteur des fours, le gueulard était chaud ; par suite, les pertes de chaleur considérables.

Le chimiste *Gahn* améliora le premier cet état de choses dans la fonderie qui lui appartenait à Fahlun ; et, vers 1850, l'ingénieur *Bredberg* en fit autant à l'usine d'Atvida. Ils portèrent graduellement la hauteur à 4, 5, 6, même 7<sup>m</sup>,50, et le nombre des tuyères à 2, 3, 4 ou 5.

On les installait parallèlement les unes aux autres dans la paroi du fond, en les plaçant à environ 0<sup>m</sup>,55 d'intervalle. Ces modifications accrurent la production et réduisirent la consommation du charbon dans la proportion de 25, 30, 40 pour 100. La largeur intérieure des cuves était généralement de 1 mètre à 1<sup>m</sup>,25 pour 3 tuyères, et de 1<sup>m</sup>,60 à 1<sup>m</sup>,70 pour 5. En face des tuyères, la distance de l'avant à l'arrière était de 0<sup>m</sup>,70 à 0<sup>m</sup>,80 ; au gueulard elle était de 0<sup>m</sup>,50, et même parfois à peine de 0<sup>m</sup>,40. Vers le bas, la cuve se terminait par un creuset arrondi, à parois de brasque, et se prolongeait, sous forme de goulet étroit, au-devant de la poitrine, pourvue en ce point d'un orifice de coulée (*œil*) pour la sortie plus ou moins permanente des scories. Les mattes, réunies au fond du creuset, n'étaient percées qu'une ou deux fois par 24 heures et reçues alors dans un bassin hémisphérique, en brasque, creusé au-devant du four, dans le sol de l'usine.

Cet arrangement des fours de fusion, à peu près général, il y a trente ans encore, dans toutes les fonderies pour cuivre, plomb et argent du continent, a le grave inconvénient d'occasionner des dépôts dans l'avant-creuset, des engorgements dans l'intérieur de la cuve et surtout de notables pertes de chaleur. Aujourd'hui ces antiques dispositions sont abandonnées dans les grandes usines. Aux fours prismatiques on a substitué la forme cylindrique, légèrement évasée vers le haut. (Voyez le four figuré p. 77, de la *Métallurgie générale*, t. V de l'Encyclopédie.)

Le creuset est entièrement intérieur ; le gueulard pourvu d'une trémie, d'où partent les carneaux de fumée, ce qui permet de recueillir les poussières métalli-

ques et de conduire au loin les vapeurs sulfureuses. On chauffe le vent; les tuyères sont à double paroi avec courant d'eau, et l'on asperge même le massif extérieur du creuset, afin d'en protéger la paroi interne contre la corrosion des scories. Les tuyères sont au nombre de 3, 4 ou 5, symétriquement disposées autour de l'axe du four.

Les parois du creuset et le bas du four sont garnis intérieurement de brasque argilo-charbonneuse, résistant mieux aux scories ferrugineuses que l'argile réfractaire. Le coke et l'anthracite valent mieux pour cela que le charbon de bois, à cause de leur moindre combustibilité. Comme eiment on pourrait utilement employer le brai gras, fréquemment usité dans les usines à fer dans ce but. Il faudrait l'ajouter dans la proportion de 8 à 10 pour 100 au volume. Lors de la mise en feu, il se trouve alors transformé en coke dur.

Le *lit de fusion*, c'est-à-dire le mélange des minerais et des fondants, est calculé de façon à produire, autant que possible, une matte formée de :

	15 à 20 de cuivre.
	60 à 53 de fer.
	24 à 25 de soufre.
	1 à 2 de zinc et autres métaux.
Total	100

et une scorie *bisilicatée* tenant à peu près :

Silice.	45 à 50
Protoxyde de fer.	43 à 45
Autres bases.	12 à 5
	100

Des scories plus basiques corrodent trop les parois du fourneau, et favorisent en outre la réduction du fer. Dans le cas de bases terreuses les bisilicates ont d'ailleurs l'avantage d'être plus fusibles que les silicates chargés d'une proportion moindre de silice. Le spath fluor peut être utile pour augmenter la fusibilité lorsque les bases terreuses abondent.

La teneur des mattes dépend surtout de celle des minerais; mais on peut aussi la faire varier en poussant le grillage plus ou moins loin. A ce point de vue, il ne faut pas oublier que la teneur des scories croît avec celle des mattes, et que, d'autre part, des mattes trop pauvres rendent plus onéreuses les opérations ultérieures.

Le lit de fusion est préparé sur un plancher voisin du gueulard. On stratifie, en lits réguliers, les minerais et les fondants, et ajoute par-dessus les scories riches d'opérations antérieures, et celles qui résultent de la fonte pour cuivre noir.

La pression du vent dépend, comme toujours, de la hauteur des fourneaux et de la résistance des charges. Dans les fours anciens on n'avait souvent qu'une pression mercurielle de 0<sup>m</sup>,01 à 0<sup>m</sup>,02. C'est faible. Le vent ne peut alors pénétrer jusqu'au centre du four, il monte le long des parois et favorise leur corrosion. On y remédiait en marchant avec un *nez*, c'est-à-dire en donnant non seulement aux tuyères une saillie de 0<sup>m</sup>,08 à 0<sup>m</sup>,10, mais en favorisant encore au-dessus des tuyères la formation d'un engorgement permanent, dont le but était d'amener

le vent jusque dans l'axe du four. On produisait cet engorgement, en chargeant le combustible de préférence le long de la poitrine et le lit de fusion du côté de la paroi des tuyères. Mais c'était là, il faut bien le reconnaître, un simple expédient, dont les effets sont trop incertains pour assurer une marche vraiment régulière.

On obtient mieux le but avec des tuyères saillantes à courant d'eau, symétriquement disposées sur le pourtour cylindrique de la cuve, et en donnant au vent une pression effective de 0<sup>m</sup>,04 à 0<sup>m</sup>,06 de pression manométrique.

Dans les usines d'Atvida, où les fourneaux prismatiques avaient 7<sup>m</sup>,50 de hauteur, le volume injecté variait autrefois, entre 5 et 10 mètres par minute. Ces volumes d'air correspondent à 1 et 2 kilogrammes de charbon. En se servant de fours cylindriques plus grands, on peut aller à 15 ou 20 mètres cubes.

L'opération elle-même est simple. Pour la mise en feu on sèche et chauffe d'abord le creuset et le bas du four, puis on le remplit graduellement de charbon de bois ou de coke jusqu'au gueulard. On charge ensuite, avant le lit de fusion, des scories basiques pour la fusion des cendres, puis alternativement le lit de fusion et le combustible. Le poids des matières à fondre est en général 4 à 6 fois plus considérable que celui du charbon. Dans les fours ronds actuels, les charges sont uniformément répandues au gueulard ; dans le cas des fours rectangulaires, on charge en majeure partie, comme je viens de le dire, le charbon du côté de la poitrine, et le lit de fusion au-dessus des tuyères, afin d'y favoriser la formation du nez. Avec des tuyères à eau et une pression de vent suffisante cette précaution est superflue.

Le volume des charges dépend de la section des fours.

Dans les anciens fours rectangulaires on ne chargeait à la fois qu'un quart de mètre cube (50 à 55 kilog.) de charbon de bois et 150 kilogrammes de lit de fusion.

Dans les grands fours cylindriques, marchant au coke, on peut dépasser un quart de mètre cube (100 kilog.) par 500 kilogrammes de lit de fusion.

On donne le vent dès que le lit de fusion approche des tuyères ; il doit d'abord être faible, comme volume, et froid, pour ne passer que graduellement à la marche normale, mais il faut domier dès l'origine la pression entière, afin de ménager les parois. Les réactions principales en jeu dans l'intérieur du fourneau sont les suivantes :

L'air se transforme, auprès des tuyères, en acide carbonique. A cause de la faible dose de charbon, il s'y forme peu d'oxyde de carbone, du moins lorsqu'on marche au coke ou au combustible minéral brut. Il s'en produit davantage au charbon de bois. Sa marche est alors relativement défavorable, comme dans les cubilots des fonderies de fer chauffés au bois.

Pour ce qui est du lit de fusion, comme il contient des pyrites grillées, la première altération qu'il éprouve, en partant du gueulard, est la transformation des sulfates en oxydes libres et en acide sulfureux, et la réduction des arsénates et des antimonates en acide arsénieux et oxyde d'antimoine qui échappent à l'état gazeux comme l'acide sulfureux. Plus bas, là où la température atteint le rouge, le calcaire perd son acide carbonique et les oxydes réagissent sur les sulfures incomplètement grillés. Le sulfure de fer en présence de l'oxyde de cuivre se transforme en sulfure de cuivre et oxyde de fer.

L'oxyde de zinc est en partie réduit par le charbon dans les régions chaudes, mais le zinc volatilisé reprend du soufre ou de l'oxygène, dans les parties hautes

du four et s'y dépose alors en partie, à l'état de *cadmies*, le long des parois. Enfin, dans la région de fusion il y a même échange partiel entre le sulfure de zinc et l'oxyde de fer, car lorsqu'on fond dans un creuset de la blende en présence d'un excès de silicate de fer, il se forme du sulfure de fer, et un silicate double de zinc et de fer. Outre cela, bien entendu, la silice des gangues se combine avec les bases, parmi lesquelles domine l'oxyde de fer, tandis que les sulfures de fer et de cuivre s'unissent entre eux ; de sorte qu'en dernière analyse, il se produit une matte dense au fond du creuset, et au-dessus une scorie ferrugineuse, qui se sépare d'autant mieux de la matte que le silicate est plus acide ; aussi vaut-il mieux, par ce motif également, avoir plutôt des bisilicates ou des sesquisilicates que des protosilicates.

Outre la matte eupro-ferrugineuse et la scorie, il se forme parfois d'autres produits qui sont toujours l'indice d'une marche défectueuse.

Lorsque le grillage est trop avancé, ou que le lit de fusion manque de silice, une partie de l'oxyde de fer tend à se réduire : on a des dépôts de fer, des *loups*, au fond du creuset, qui relèvent graduellement la sole du four et amènent bientôt l'arrêt du fondage. On peut cependant y remédier, si l'on modifie à temps la composition du lit de fusion. Il faut augmenter la proportion des minerais quartzeux et surtout celle des matières sulfurées (pyrites crues, ou sulfates de baryte et de chaux mêlés de quartz).

On a constaté que, dans le creuset même, la réaction se poursuit encore entre la scorie et les mattes. Non seulement les grenailles des mattes, d'abord entraînées par les scories, gagnent le fond, mais l'oxyde de cuivre qui peut se trouver dans les scories est décomposé par le sulfure de fer. De même, lorsqu'il y a beaucoup de sulfure de zinc dans la matte, le fer est à son tour sulfuré et le zinc au contraire oxydé par échange réciproque. Il y a donc avantage à laisser les deux produits, le plus longtemps possible, à très haute température, en présence l'un de l'autre. C'est un motif pour supprimer les avant-creusets et l'œil de la poitrine, et pour donner au creuset intérieur de grandes dimensions. Il convient aussi de percer plutôt les scories à intervalles rapprochés que de les laisser couler d'une façon continue. Il faut, du reste, et cela surtout dans le cas d'écoulement continu, recevoir les scories dans un vase conique en fonte de fer, monté sur roues, où les grenailles sulfurées, entraînées par les scories, peuvent encore gagner le fond. Il suffit alors de détacher, après refroidissement, le sommet du cône, et d'ajouter ces scories riches au lit de fusion suivant.

Les mattes, rassemblées au fond du creuset, sont enfin percées à d'assez longs intervalles, 10, 12, 24 heures selon leur abondance et moulées en pains ou saumons, dans des lingotières en fonte ou terre.

Parfois aussi on les coule, en filets minces, dans un grand chaudron rempli d'eau, afin de les grenailier en vue du grillage subséquent. Pour éviter les explosions par la décomposition de l'eau, il faut à tout prix un filet de faible section, afin d'opérer très brusquement le refroidissement et la solidification du produit sulfuré.

Les *produits* de la fonte pour mattes sont les *mattes*, les *scories* et divers déchets, connus sous le nom de *crasses*, *loups*, *débris de fourneaux*, etc. Nous allons les passer en revue.

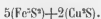
Les *mattes* sont un sulfure double de fer et de cuivre, plus ou moins pur et riche selon la nature et la teneur des minerais traités.

Lorsque les minerais sont relativement purs, les métaux étrangers, tels que le zinc, le plomb, l'arsenic, l'antimoine, etc., y sont peu abondants; 4 à 6 pour 100 au maximum. C'est le cas ordinaire, lorsqu'il s'agit de minerais de cuivre proprement dits.

A Fahlun, en Suède, leur composition varie entre les limites de :

Cu. . . . .	12 à 20
Fe. . . . .	60 à 52
Zn. . . . .	3 à 1
Pb. . . . .	2 à 0,50
S. . . . .	25 à 26,50
Ar. . . . .	traces traces.
	<hr/>
	100

*Nota.* — La composition moyenne suivante correspondrait à peu près à :



Cu. . . . .	16
Fe. . . . .	56
Zinc. . . . .	2
Soufre. . . . .	26
	<hr/>
	100

A *Atvida*, les mattes tiennent, en moyenne, 20 à 25 pour 100 de cuivre. Le fer n'y est pas non plus saturé de soufre; il s'y trouve à l'état de  $\text{Fe}^2\text{S}^3$ , et peut être même en partie à l'état de  $\text{Fe}^2\text{S}$ . Mais aussi, lorsque le refroidissement s'opère lentement, voit-on se former, dans les fissures de la matte, du cuivre rouge *capillaire*, qui provient de ce que le sous-sulfure de fer enlève du soufre au cuivre sulfuré, pour reconstituer, pendant le refroidissement, du sulfure neutre  $\text{FeS}$ . A part ce cuivre capillaire, la matte a dans les cassures fraîches une teinte bronzée d'un jaune olive qui lui a fait donner le nom de matte *bronze*. A mesure que la teneur en cuivre y augmente, le grain de la matte devient plus fin, et la nuance d'un gris d'acier quelque peu irisé. En même temps sa ténacité est plus grande à chaud, de sorte qu'on peut la couler en plaques plus minces.

Lorsque la proportion des éléments étrangers devient forte, la matte se sépare en composés divers. Ainsi à *Atvida*, où l'on traite souvent des minerais très blendeux, la matte se sépare en deux, quand le grillage n'est pas suffisant pour faire passer la majeure partie du zinc, à l'état d'oxyde, dans les scories. Il se forme alors, à la surface de la matte ordinaire, un composé bulleux, contenant 20 pour 100 de zinc et seulement 36 à 37 pour 100 de fer. C'est une matte légère, peu fusible, partiellement entraînée par les scories.

Il en résulte des pertes de cuivre qu'on ne peut prévenir que par une oxydation plus complète de la blende lors du grillage, ou mieux en séparant la blende par la préparation mécanique.

Si, d'autre part, au lieu de blende, le minerai renferme du *cuivre gris*, ou des arsénio-sulfures de nickel, on voit se séparer de la matte ordinaire un produit

plus dense, chargé d'*arsenic* ou d'*antimoine*, appelé *speiss*, mais on rentre alors dans la catégorie des minerais *impurs*, sur lesquels nous reviendrons.

Enfin, il se produit souvent, surtout dans le cas de minerais ferrugineux ordinaires, des *loups* dans le fond du creuset. Ainsi, quand le lit de fusion renferme un excès d'oxyde de fer, la matte tend à se surcharger de sous-sulfure de fer  $\text{Fe}^{\text{S}}\text{S}^{\text{S}}$  ou  $\text{Fe}^{\text{S}}\text{S}$ , qui alors abandonne spontanément l'excès du fer au fond du creuset. Ce dernier se rétrécit bientôt jusqu'au point où la *mise hors-feu* du fourneau devient nécessaire. J'ai déjà indiqué les moyens auxquels il faut recourir pour prévenir cet accident ; je n'y reviens pas. Je rappellerai seulement que ces *loups* sont une cause de perte, parce que le fer entraîne toujours un peu de cuivre, qu'on ne peut lui enlever que par voie de *sulfuration*, en refondant le loup, brisé en morceaux, avec une proportion suffisante de pyrites de fer. Un loup pareil, d'une usine de Fahlun, a donné à l'analyse :

Fe. . . . .	80,5	} loup proprement dit.
Cu . . . . .	2,5	
Co. . . . .	0,3	
S . . . . .	1,4	
$\text{SiO}^2$ . . . . .	8,5	} scorie adhérente.
$\text{CuO}$ . . . . .	1,1	
$\text{MgO}$ . . . . .	1,5	
$\text{FeO}$ et $\text{MnO}$ . . . . .	4,0	
<hr/>		
99,6		

Le poids des matières traitées par 24 heures dépend de la grandeur des fours et surtout du volume du vent.

Dans les anciens fours peu élevés de Fahlun, on ne passait par 24 heures que 4 à 5 tonnes de lit de fusion, ou environ 3 tonnes de minerai. Dans les fours rectangulaires de 7 mètres de hauteur, pourvus de 3 ou 4 tuyères, on fondait, dans le même temps, 10 tonnes de minerais ou 12 à 15 tonnes de lit de fusion. Enfin, dans les grands fours cylindriques, convenablement soufflés, on peut facilement fondre, par 24 heures, 15 à 20 tonnes de minerais. Les frais sont plus faibles dans les grands fours, à cause de la moindre perte de chaleur ; et même les frais de chargement y sont relativement moins élevés, parce qu'on a recours, d'une façon plus générale, aux moyens mécaniques. Dans les fours anciens, il fallait un chargeur et un fondeur par poste de 12 heures ; dans les grands fours cylindriques, deux chargeurs et un fondeur suffisent largement.

Voici le résumé de la marche des fours rectangulaires d'Atvida en Suède, dans les années 1860-1864 :

Lit de fusion. — Minerais proprement dits. . . . .	70 à 5 % de cuivre.	
Anciennes scories grillées contenant 1,2 pour 100 de { cuivre et du zinc oxy-sulfuré. . . . .	20	—
Scories de la fonte pour cuivre brut . . . . .	10	—
<hr/>		
Total. . . . .	100	

Lit de fusion, fondu en 24 heures. . . . .		12 à 13 tonnes.
Produits	{ Mattes par 24 heures. . . . .	2 <sup>tes</sup> ,3 à 2 <sup>tes</sup> ,4
	{ Scories bisilicatées formant les 70 pour 100	
	{ du lit de fusion . . . . .	9 à 10 tonnes.
Consommations	{ Main-d'œuvre spéciale } par tonne de	0,50 journ.
	{ coke. . . . . } minerai fondu.	0,215 tonnes.

On coulait la matte une fois par 24 heures.

Une campagne durait trois mois, mais il fallait chaque mois enlever les cadmies déposées le long du gueulard. C'est de l'oxyde de zinc presque pur que l'on vend aux usines à zinc.

En brûlant autrefois du charbon de bois au lieu de coke, la consommation était plus forte, à cause de la formation plus facile de l'oxyde de carbone.

Les ouvriers sont payés proportionnellement au poids de la matte produite, mais il faut que cette matte ait une teneur supérieure à un minimum fixé, 20 pour 100, par exemple.

Les scories doivent, de plus, être pauvres. Le cuivre s'y trouve à l'état d'oxydure, surtout sous forme de grenailles de mattes. Leur teneur doit être au-dessous de 0,25 pour 100, afin que la perte due à cette circonstance ne soit pas supérieure à 6 ou 7 pour 100 du cuivre des minerais. Mais la perte totale en cuivre est notablement plus élevée; il s'en perd, en effet, à l'état de vapeurs et par infiltration dans les joints du fourneau. Les opérations suivantes occasionnent également de nouvelles pertes, du moins par volatilisation, car toutes les scories des dernières opérations retournent sans cesse à la fonte pour mattes. Il y a 50 ans, la perte totale du traitement de Fahlun était estimée au quart du cuivre total, c'est-à-dire que du minerai à 4 pour 100 ne donnait réellement que 5 pour 100 de cuivre marchand.

Mais, en réalité, à cause de l'impossibilité de pouvoir fixer rigoureusement la teneur moyenne des minerais traités, on ne saurait positivement établir dans son ensemble la perte du traitement; cependant elle paraît encore, à Atvida, d'environ un dixième de la teneur moyenne, lorsque celle-ci est de 5 pour 100, soit une demi-unité sur les cinq.

Ajoutons, pour clore ce qui concerne la fonte pour mattes à Atvida, que vers 1860 à 1865 on y traitait, annuellement, environ 20 000 tonnes de minerais et vieilles scories euprifères, les minerais étant d'une teneur moyenne de 5 pour 100 et les scories de 1 à 2 pour 100, de sorte que la richesse moyenne de la matière traitée était de 4 pour 100. Les scories rejetées, provenant de la fonte pour mattes, tenaient en moyenne :

Silice. . . . .	40 à 50
Protoxyde de fer . . . . .	45
Oxyde de zinc. . . . .	6 à 7
Chaux, magnésie, alumine . . . . .	5 à 6
Oxydure de cuivre. . . . .	0,10
Mattes sous forme de grenailles . . . . .	0,20 à 0,50



NOTA. A Fahluu les scories sont moins riches en zine, mais renferment plus d'oxyde de plomb.

### 5<sup>e</sup> Grillage de la matte-bronze.

La matte-bronze renferme le fer et le cuivre unis au soufre. On oxyde, par grillage, le soufre et le fer et même partiellement le cuivre; après quoi, une nouvelle fonte réductive permettra la production du cuivre métallique brut, connu sous le nom de *cuivre noir*.

Lorsque les mattes ont été *grenaillées*, le grillage se fait dans des reverbères, des fours à tablettes ou à cases. Lorsqu'elles sont coulées en *pains* ou *saumons*, on les concasse en fragments ayant la grosseur du poing, et opère leur grillage en *cases* ou *stalles* plus ou moins closes.

Les cases *ouvertes* étaient seules usitées autrefois. Le procédé est barbare, mais simple. On empile les fragments de mattes sur un lit de bois dans un espace clos de murs, on met le feu au bois et abandonne l'opération à elle-même, de sorte que certaines parties sont trop chauffées et fondent sans s'oxyder, tandis que d'autres sont transformées en sulfates et non en oxydes. Même avec des carneaux d'air, pratiqués dans les murs ou la sole, il est impossible de régler convenablement la marche du feu. Outre cela, tout l'acide sulfureux se perd, et occasionne de grands dégâts à la végétation dans les environs.

Pour faciliter l'accès de l'air, il ne faut donner aux cases que 1<sup>m</sup>,20 à 1<sup>m</sup>,40 de longueur et de hauteur et une longueur d'un plus 3 à 4 mètres. Un grand nombre de cases ou de stalles sont installées côte à côte de part et d'autre d'un long mur, servant d'axe à l'ensemble du massif. Le devant de chaque stalle demeure ouvert, et le sol dallé est légèrement ascendant vers le mur central du massif. Le tout est placé sous un hangar, à l'abri de la pluie. Dans chaque stalle on empile les fragments de mattes sur un lit de bois, en plaçant les gros morceaux dans le bas, le menu vers le haut.

L'épaisseur de la couche combustible dépend de la teneur des mattes. A cause de la fusibilité plus grande des mattes riches, il faut d'autant moins de bois que le cuivre y est plus abondant. Mais aussi, on est alors obligé de renouveler d'autant plus souvent les grillages partiels. Après chaque opération, on concasse les parties agglomérées, met à part les fragments oxydés et replace, sur un nouveau lit de bois, les morceaux lourds, encore sulfurés. Il faut ainsi répéter l'opération 3 ou 4 fois dans le cas des mattes pauvres, et 5, 6 ou 8 fois lorsqu'elles sont riches.

C'est là un nouveau défaut de ce procédé barbare; on consomme, en pure perte, beaucoup de temps, de main-d'œuvre et de combustible. Chaque case reçoit par opération 4 000 à 5 000 kil. de mattes; et l'on consomme pour l'ensemble du travail un stère et demi de bois par tonne de mattes, ou un stère et 270 kil. de charbon de bois.

A Atvida, pour griller 3500 à 4000 tonnes de mattes par année, il fallait 270 cases et 18 ouvriers.

Ces détails doivent suffire pour montrer les vices du procédé. On préfère donc aujourd'hui, dans toutes les usines rationnellement installées, griller en cases voûtées sur barreaux de fer (p. 81 et 82 de la *Métallurgie générale*), ou, plus simplement, dans de petits fours pyramidaux, à base carrée, surmontée d'une voûte. Ils sont

communs en Angleterre et en Allemagne sous le nom de *kilns*. Le vide intérieur a 0<sup>m</sup>,60 à la base et 1<sup>m</sup>,10 dans le haut ; la hauteur de charge est de 1<sup>m</sup>,40.

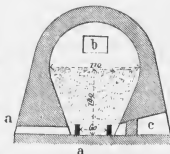


Fig. 20.

L'air afflue par les earneaux (a) traversant la paroi latérale près de la base ; la matte crue se charge par la porte (b) et la matte grillée est tirée par l'ouverture (c) habituellement fermée par une grosse brique. On charge et tire deux ou trois fois par 2½ heures. Le bois n'est nécessaire que pour la mise en feu ; la chaleur est ensuite entretenue par l'oxydation même du fer et du soufre.

Ces fours sont à dessein petits, car avec des dimensions plus grandes, les parties centrales grilleraient mal, la température s'y élèverait trop, entraînant le ramollissement, sinon la fusion de la matte, comme dans les cases ouvertes. Il est bien difficile de conduire le feu. Aussi, par ce motif, les fours de Chessy à barreaux de fer me paraissent-ils préférables.

Dans les deux cas, l'acide sulfureux peut être utilisé dans les chambres de plomb, ou dans d'autres appareils, servant à opérer la sulfatation de l'alumine ou celle des oxydes de fer et de cuivre.

Lorsque les mattes sont *grenillées*, ou *broyées*, le grillage se fait, comme celui des minerais qui ont la forme de schlichs, dans des fours à *tablettes*, à *cascades* ou à *moufles* (*Métallurgie générale*, p. 83 et 84), lorsque l'acide sulfureux doit être utilisé dans les chambres de plomb et dans de simples *réverbères*, quand le gaz sulfureux va aux cheminées.

Pour obtenir dans la fonte réductive, au four à cuve, tout le cuivre à l'état de cuivre métallique, il faut que l'oxydation de la matte soit complète, sinon il se produit, outre le cuivre brut, une certaine proportion de matte riche, qu'il faudra regriller. Ce sont des frais qu'il importe d'éviter, en poussant l'oxydation aussi loin que possible.

Il en est autrement, comme nous l'avons déjà dit, lorsque les minerais sont *impurs* ; on grille alors incomplètement, et l'on multiplie les fontes de *concentration* et les grillages partiels pour mieux se débarrasser des métaux étrangers et de l'arsenic.

En Suède, on a recours à cet expédient dans le cas seulement où les mattes *bronzes* sont pauvres et chargées de *zinc* ou de *plomb*. On scorifie alors une partie de ces métaux par la fonte de concentration.

Ajoutons que, dans quelques usines, les mattes sont grillées à faible tempé-

rature, afin de favoriser la formation des *sulfates*. On obtient alors des *couperoses* bleues et vertes par voie de lessivage, ce qui permet de tirer un meilleur parti du cuivre contenu. On opère ainsi dans plusieurs usines allemandes, et aussi dans celle de Vienne (Isère).

#### 4<sup>e</sup> Fusion réductrice pour cuivre brut.

Les mattes bronzes grillées renferment des sulfates et des oxydes de fer, cuivre et zinc avec un reste non grillé de sulfures ou sous-sulfures de ces mêmes métaux.

Si ce mélange est soumis brusquement à une action réductrice énergique, les sulfates seront directement ramenés à l'état de sulfures, et les oxydes libres réduits en métaux par le charbon.

Si, au contraire, la température est d'abord modérée, l'acide sulfurique est simplement ramené à l'état d'acide sulfureux, qui se dégage sous forme de gaz, et d'autre part, l'oxyde de cuivre réagit à son tour sur les sulfures restants pour former également de l'acide sulfureux. Dans ces conditions donc le soufre, encore retenu par les mattes imparfaitement grillées, sera en partie éliminé, de sorte que, par les progrès ultérieurs de la réduction, on aura du cuivre moins sulfuré, c'est-à-dire une proportion plus élevée de cuivre brut proprement dit et une moindre dose de mattes riches.

Or, on évite une action réductrice brusque et forte, en se servant de fours suffisamment élevés, dont la température est relativement moins forte au niveau du gueulard. L'ingénieur suédois Bredberg, auquel on doit spécialement les améliorations introduites à l'usine d'Atvida, il y a 50 ans, constata, en effet, qu'en substituant, pour la réduction des mattes grillées, des fours de 4 à 5 mètres aux anciens fours à manche de 2 mètres, on économisait non seulement du combustible, mais on se débarrassait en outre du soufre d'une façon plus complète. Mais il faut, de plus, dans cette opération, éviter, autant que possible, la réduction des oxydes de fer et de zinc, pour ne pas avoir du cuivre ferreux, ou des *loups* de fer et des *cadmies*. Il faut, pour cela, une action réductrice *peu énergique* même dans les parties les plus chaudes des fourneaux, afin de laisser les oxydes de fer et de zinc dans les scories. On atteint ce but en se servant de fours non rétrécis dans la région de fusion, en marchant vite et en ajoutant au lit de fusion une proportion suffisamment élevée de silice. Il faut donc, eu égard au volume des fours, donner beaucoup de vent, et du vent plutôt froid que chaud. Observons d'ailleurs que, même avec une faible action réductrice, on est toujours sûr de réduire complètement l'oxyde de cuivre.

Quant à la forme des fours, les observations présentées à l'occasion de la fonte pour mattes s'appliquent également à la fonte pour cuivre noir. Au lieu de cuves rectangulaires pourvues d'avant-creusets, il convient également d'adopter plutôt la forme cylindrique avec creuset entièrement intérieur. Le cuivre métallique se fige trop facilement dans l'avant-creuset.

La composition du lit de fusion est facile à régler. Il s'agit de réduire l'oxyde de cuivre et de scorifier les oxydes de fer et de zinc ; il faut donc ajouter assez de silice pour former avec ces derniers oxydes un silicate plutôt acide que basique, compris souvent entre la formule du protosilicate  $\text{SiB}$  et celle du sesquisilicate  $\text{Si}^2\text{B}^3$ .

Pour cela, le moyen le plus simple est d'ajouter à la matte grillée la proportion voulue de quartz ou de roche très siliceuse, mais c'est aussi le moyen le plus dispendieux. Mieux vaut avoir recours aux scories *bisilicatées* de la fonte pour mattes, qui fondent facilement et que l'on a directement sous la main, en choisissant d'ailleurs de préférence les scories les plus cuprifères. On peut aussi utiliser les débris provenant de la réfection des fourneaux ; ce sont des masses argilo-siliceuses plus ou moins pénétrées de composés cuivreux. Enfin, si l'on peut disposer de minerais de cuivre, oxydés, natifs, ou très peu sulfureux, ayant pour gangue du quartz ou des roches siliceuses, ce sera le cas d'en faire usage. La gangue servira de fondant, tandis que le cuivre de ces minerais s'unira au métal provenant de la réduction des mattes grillées.

Pour abaisser les frais de fusion, on diminuait, autrefois outre mesure, la dose du fondant siliceux. On cherchait à produire des scories moins siliceuses que celles de la formule  $\text{SiB}$ . Leur poids absolu, à la vérité, était alors moindre et leur fusibilité plus grande ; mais cet avantage était largement compensé par deux inconvénients graves. Les scories basiques sont alors corrosives et favorisent la formation de loupes ferreux. La durée des campagnes est moindre et le cuivre brut plus ferreux ; de sorte que l'on perd d'un côté ce que l'on gagne de l'autre.

En fin de compte, il vaut mieux composer le lit de fusion de façon à produire des scories dont la composition ne s'éloigne pas trop de la formule  $\text{Si}^2\text{B}^3$ .

Comme exemple, citons le lit de fusion ordinaire d'Atvida, en prévenant, toutefois, qu'il pêche encore par défaut de silice.

Matte bronze grillée à six feux (en cases). . . . .	84	
Matte riche grillée à trois ou quatre feux (provenant d'une fonte précédente pour cuivre noir). . . . .	16	
	<hr/>	
	100.	100
Scories bisilicatées de la fonte pour mattes <sup>1</sup> . . . . .	8 à 12	
Crasses, débris de fourneaux ; scories d'affinage. . . . .	8 à 12	
Quartz . . . . .	2 à 4	

Par 24 heures on fondait :

	Mattes grillées. . . . .	9 à 10	tonnes.
Et l'on obtenait {	Cuivre brut . . . . .	1,50 à 2	—
	Mattes riches. . . . .	0,40 à 0,60	—
Scories protosilicatées légèrement cuivreuses qui }			
retournent à la fonte pour mattes bronzes. . . }			
		7 à 8	—

*Consommations.* — Par tonne de matte bronze on consommait, non compris le déchet de halle, charbon de bois. . . . .

0,450 —

Et, par poste de 12 heures, on occupait 2 chargeurs et 1 fondeur.

La fusion pour cuivre brut exige de la part des ouvriers le même travail que la

1. Les chiffres supérieurs correspondent aux mattes, pauvres en cuivre, qui sont chargées de fer et zinc.

foute pour mattes. Toutefois, lorsqu'on se sert de tuyères anciennes, non rafraîchies par courant d'eau, il faut conserver au nez des dimensions plus fortes, afin de mieux refouler la chaleur vers l'axe du four. — La corrosion des parois est, en effet, davantage à craindre, dans la foute pour cuivre noir, à cause de la nature ferrugineuse des scories. Il faut modifier le lit de fusion dès que la corrosion ou les dépôts de fer deviennent trop considérables. — On peut y porter remède par deux moyens : on ajoute du quartz, pour mieux scorifier l'oxyde de fer, ou bien, des pyrites pour resulfurer le fer. Le deuxième moyen est plus efficace et surtout plus prompt, mais comme le cuivre est aussi partiellement resulfuré, on accroit ainsi le poids des mattes riches aux dépens du cuivre brut. — Au reste, comme on vient de le voir par les résultats de l'usine d'Atvida, il se produit toujours, à cause de l'imperfection du grillage, une certaine quantité de matte riche au-dessus du cuivre noir; mais il faut du moins que la proportion de matte soit aussi faible que possible.

Les deux produits sont percés, une ou deux fois par 24 heures, dans un bassin extérieur en brasque, ou mieux dans une lingotière en fonte de fer, de 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20 de profondeur, que l'on enduit d'argile pour prévenir l'adhérence. Il faut aussi chauffer, avant la coulée, le bassin ou la lingotière, afin d'éviter les projections. Dès que la matte est figée, on l'enlève de dessus le cuivre brut, puis, selon le mode d'affinage adopté, on laisse figer le métal en un saumon unique, ou le transforme, par des aspersions successives, en une série de plaques minces. Celles-ci sont affinées au bas foyer, les saumons plutôt au réverbère.

La matte, qui couvre le cuivre noir, est appelée *matte riche*, *matte mince*, ou *matte bleue*. Elle tient, en effet, au moins 50 pour 100 de cuivre et présente, dans les cassures fraîches, un éclat métallique d'un gris d'acier tirant sur le bleu. On l'appelle *mince* à cause de sa ténacité relative, qui permet, après sa solidification, de l'enlever en plaques plus minces que la matte bronze.

Voici les éléments principaux des mattes riches d'Atvida et de Fahlun :

Celles d'Atvida renferment en moyenne, et celles de Fahlun

Cu. . . . .	52,50	Cu. . . . .	55 à 60
Fe. . . . .	25,00	Fe. . . . .	20 à 15
Zn. . . . .	2,50	Zn et Pb. . . .	1 à 1,5
S . . . . .	21,40	S. . . . .	24 à 25,5
	<hr/>		<hr/>
	99,40		100

Des mattes renferment d'ailleurs toujours du cobalt et un peu de nickel, ainsi que de faibles traces d'or et d'argent.

Le cuivre brut d'Atvida n'est pas très pur; l'analyse faite à Fahlun<sup>1</sup> a donné :

<sup>1</sup> Ahrend. *Berg und Hüttenmännische Zeitunge*, 1859, et Mémoire manuscrit de M. Vicaire déposé à l'École des mines.

Cu. . . . .	94,59
Fe. . . . .	2,04
Zn. . . . .	1,55
Co et Ni. . . . .	0,65
Pb. . . . .	0,19
Ag. . . . .	0,11
Sn. . . . .	0,07
S. . . . .	0,80
Ar. . . . .	traces
	<hr/>
	99,78.

*Nota.* — Le cuivre brut de Falun renferme aussi en général 5 à 6 pour 100 d'éléments étrangers. On y trouve moins de zinc, mais plus de plomb que dans le cuivre brut d'Atvida.

On voit par cette analyse, comparée à celle des mattes riches, que les métaux étrangers, à part le fer et le cobalt, se concentrent dans le cuivre brut en proportion plus forte que dans les mattes riches. Cette circonstance est mise à profit, comme nous le verrons, dans le traitement des minerais de cuivre impurs.

Les scories renferment en moyenne :

Silice. . . . .	25 à 50
Protoxyde de fer. . . . .	70 à 65
Cuivre oxydé et en grenailles. . . . .	1 à 2
Alumine, magnésie, chaux, etc. . . . .	4 à 3
	<hr/>
	100

Ces scories correspondent à peu près à la formule  $\text{SiB}$ .

Comme nous l'avons dit, à cause du cuivre contenu, on repasse ces scories à la fonte pour matte bronze des minerais grillés.

On grille et repasse de même à la fonte pour matte bronze les dépôts ferrugineux provenant de la fonte pour cuivre brut.

### 5° Affinage du cuivre brut au bas foyer.

L'affinage et le raffinage se font aujourd'hui presque partout selon la méthode anglaise, en opérant au four à *réverbère*, qui est à tous égards plus approprié aux opérations oxydantes que le bas foyer. Je serai donc bref en ce qui concerne l'affinage *ancien*, qui n'est plus pratiqué, depuis 20 ans, que dans les établissements arriérés ou dans les usines de faible production.

Le foyer est installé sous une hotte, dans une terre-plein d'argile sableuse fortement battue, qui est adossé, par l'une de ses faces, contre le mur de tuyère, et encadré sur ses trois autres faces par des plaques de fonte de 0,65 à 0<sup>m</sup>,70 de hauteur. Le bassin est hémisphérique ou légèrement ovoïde. En Suède on lui donnait 0,80 à 1<sup>m</sup>,00 de diamètre sur 0<sup>m</sup>,40 de profondeur; en Allemagne, au plus 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,60 sur 0<sup>m</sup>,25 de profondeur; dans le premier pays on opérait sur des charges de 1000 à 1200 kilogrammes et plus; dans le dernier, sur 100 à 200 kilogrammes seulement. L'épuration est plus complète dans ce dernier cas, mais les frais plus élevés. Une tuyère plongeante traverse le mur contre lequel le bassin est

adossé et vient effleurer le bord supérieur de la cavité. A droite et à gauche du bassin, des portes verticales en forte tôle, fixées au mur à l'aide de charnières, peuvent, à volonté, se rabattre contre le mur, ou bien envelopper le bassin d'affinage de façon à retenir le charbon que l'on y accumule.

Lorsqu'on veut affiner le cuivre brut dans un pareil foyer, on y jette des charbons enflammés, le remplit de charbon noir, charge par-dessus les saumons ou rondelles de cuivre, puis donne le vent. Le métal fond graduellement et se rend dans le bassin, où il est exposé à l'action oxydante du jet de vent plongeant de la tuyère. Le charbon de bois qui couvre le bain empêche l'oxydation du cuivre, tandis que le fer, le zinc, le soufre et une partie du plomb s'oxydent aisément. L'acide sulfureux s'échappe avec l'acide carbonique; les oxydes métalliques forment des crasses pâteuses que l'on écramé de temps en temps de dessus le bain. Le charbon est renouvelé à mesure qu'il disparaît par combustion, et les saumons sont graduellement poussés vers le centre du foyer, où s'opère la fusion. Lorsque la charge est complètement fondue, on retire la braise restante, on décrasse de nouveau le bain; et prend des essais pour juger de l'état du métal. — Il faut que le cuivre soit légèrement oxydulé, qu'il ait absorbé environ 1/2 pour 100 d'oxygène, qui amène le métal à l'état de cuivre *rosette*. On reconnaît cet état en immergeant un instant le bout poli et arrondi d'une baguette de fer dans le bain fondu, après quoi on le retire vivement et on le plonge dans l'eau, afin de refroidir le dé de cuivre qui y adhère. Tant que le métal n'est pas oxydulé, ce dé est formé d'une pellicule métallique rosée, ou quelque peu irisée, n'offrant aucune solution de continuité et généralement assez flexible, tandis que la présence de l'oxygène absorbé se reconnaît à la nuance pourprée du métal, à l'absence de flexibilité et aux nombreuses mailles qui transforment la pellicule intacte et unie en une sorte de réseau à mailles, dont la surface rugueuse est perforée de petits trous.

On continue l'opération jusqu'au moment où ce caractère se manifeste. Alors seulement, grâce à l'excès d'oxygène, les métaux étrangers et le soufre sont à peu près complètement éliminés. Je dis à *peu près*, car le contact du charbon tend sans cesse à réduire de nouveau les oxydes des métaux les plus nuisibles, tels que le plomb, l'antimoine, l'arsenic, l'étain, etc. Cette circonstance, avec le mauvais emploi du combustible dans un bas foyer, non couvert, explique l'abandon de cette méthode d'affinage. Le fer seul et le zinc sont relativement faciles à oxyder par ce moyen.

Dans les grands foyers suédois, on consommait une demi-tonne de charbon de bois par tonne de cuivre et près d'une tonne en Allemagne dans les foyers où l'on ne traitait à la fois que 100 à 200 kilogrammes.

Lorsque l'opération est terminée, on retire le charbon restant; puis, à l'aide d'aspersions successives, on transforme le cuivre *rosette* en une série de disques, on de rondelles minces, que l'on refroidissait brusquement dans un bassin d'eau froide, pour leur conserver la belle couleur pourprée de sous-oxyde cuivreux. Après chaque opération, il fallait renouveler l'enduit argilo-sableux intérieur du foyer, ce qui augmentait encore les frais.

Pour des cuivres bruts, chargés de 5 à 6 pour 100 d'éléments étrangers, le déchet était de 12 à 15 pour 100. Les crasses oxydées tenaient en effet du cuivre, qui n'était pourtant pas perdu, parce qu'on les repassait dans la fonte pour cuivre brut.

Le déchet peut s'élever à 50 pour 100 lorsque les cuivres bruts sont plombeux. Selon le poids de la charge, deux ouvriers faisaient 2 ou 3 opérations par journée de 12 heures.

#### 6<sup>o</sup> *Raffinage du cuivre rosette.*

On obtient le cuivre *marchand*, en enlevant au cuivre *rosette* l'oxygène absorbé vers la fin de l'affinage. C'est l'opération réductive appelée *raffinage*. On la pratiquait autrefois dans un bas foyer, comme l'affinage, mais en général dans des foyers et des établissements distincts; l'affinage se rattachant au traitement des minerais, le raffinage plutôt à l'étirage ultérieur du cuivre rouge. Aujourd'hui le raffinage, comme l'affinage, se fait au réverbère, et, en réalité dans le même appareil, le raffinage n'étant au fond que la dernière période de l'affinage proprement dit. Je serai donc également bref en ce qui conserve l'ancien raffinage fait au bas foyer.

L'appareil diffère peu du foyer d'affinage; il est seulement, en général, plus petit : 0<sup>m</sup>,50 à 0<sup>m</sup>,65 de diamètre pour 0<sup>m</sup>,25 à 0<sup>m</sup>,35 de profondeur; de plus les portes mobiles en tôle sont remplacées par un petit mur de 0<sup>m</sup>,30 à 0<sup>m</sup>,55 de hauteur, qui ne laisse libre l'accès du foyer que sur 1/6 ou 1/5 de la circonférence totale; encore forme-t-on cette partie par une porte en tôle à charnière verticale. On concentre ainsi mieux la chaleur, et le cuivre se fige moins facilement vers la fin de l'opération après l'enlèvement du charbon qui couvre le bain. Il eût été même utile, à ce point de vue, de couvrir le foyer par une voûte et d'en faire autant pour celui qui servait à l'affinage.

L'opération n'est, pour ainsi dire, qu'une lente fusion du cuivre rosette au milieu du charbon de bois.

Le foyer, ainsi que la petite tourelle qui le surmonte, étant rempli de charbon incandescent, on donne le vent et place sur le charbon les rondelles ou les saumons qu'il s'agit de raffiner. Si le cuivre rosette est *pur*, ou, en d'autres termes, si l'affinage a réellement enlevé tout le soufre et les métaux étrangers, le raffinage a pour but unique la réduction de l'oxydure de cuivre qui est dissous dans le métal proprement dit. Mais le plus souvent le cuivre rosette est encore impur, ce qui oblige de poursuivre d'abord l'action oxydante, avant de procéder au raffinage proprement dit.

Dès que le foyer est rempli de 200 à 500 kilogrammes de cuivre fondu, on prend des essais à la baguette polie, ou mieux à l'aide d'une petite cuiller qui permet de couler dans une lingotière un petit lingot de 500 à 400 grammes.

Si le métal est irisé, jaunâtre, cassant, c'est qu'il contient encore des substances étrangères; et si le bain est, en quelque sorte, en ébullition, on peut être certain qu'il se dégage de l'acide sulfureux et que le cuivre retient du soufre. Dans ce cas, il faut légèrement couvrir le bain de charbon et faire agir le vent pour oxyder d'abord davantage. On brasse d'ailleurs le bain, avec une perche de bois, pour réaliser l'homogénéité de la masse.

Lorsqu'enfin on s'est assuré, par les essais, que l'épuration est suffisante, on ralentit le vent, couvre de charbon, brasse par intervalles, et prend des essais de minute en minute jusqu'à ce que les dés, ou les petits lingots, aient perdu la nuance pourprée pour prendre la teinte rosée du cuivre pur, que le métal soit devenu flexible, le grain extra-fin et l'éclat de la cassure plutôt soyeux que mé-



tallique. L'arrêt précis est délicat, car il est difficile de conserver l'état *neutre* entre l'action de l'air et celle du charbon. Si l'on dépasse le but, ou s'il n'est pas atteint, on obtient du cuivre dont la ténacité n'est pas au maximum, comme je l'ai déjà dit à l'occasion des propriétés du cuivre métallique.

Nous y reviendrons au reste en traitant du raffinage au four au réverbère. Pour le moment, supposons que le cuivre ait atteint le degré de pureté voulu ; on arrêtera le vent et puisera aussitôt le métal avec de grandes poches en fer battu, intérieurement enduites d'argile et convenablement chauffées. Le contenu des poches est versé dans des lingotières en fonte, dont les formes et les dimensions doivent être appropriées aux pièces que l'on se propose de fabriquer par martelage, laminage ou d'autres moyens. Lorsque le métal est mal affiné, il tend quelquefois à sortir des moules au moment de la coulée à *monter*, ce qui entraîne des solutions de continuité dans le lingot. En exposant l'affinage au réverbère, nous dirons la cause de ce fâcheux accident et comment on peut y remédier.

Un foyer de raffinage était desservi par deux ouvriers. En 12 heures, ils faisaient six opérations et raffinaient 1000 à 1200 kilogrammes de cuivre rosette.

Les frais en combustible et main-d'œuvre étaient à peu près les mêmes que pour l'affinage, mais le déchet ne dépassait guère 1 à 2 pour 100, en traitant de bonnes rosettes.

Résumons, dans le tableau suivant, les frais et les consommations par tonne de minerai et vieilles scories d'Atvida dont la teneur moyenne est de 4 pour 100 de cuivre. Les consommations précédemment données par chaque opération pour le charbon de bois sont majorées de 15 à 20 pour 100, pour tenir compte du déchet de halle, ainsi que du combustible brûlé pour le séchage des fours, creusets, lingotières, etc.

OPÉRATIONS successives.	POIDS des matières traitées.	COMBUSTIBLES consommés.			MAIN-D'ŒUVRE spéciale.	OBSERVATIONS.
		Bois.	Coke.	Charbon de bois.		
1 <sup>re</sup> Grillage du minerai.....	kil. 1000	stère. 0,25	ton. »	kil. »	journ. 0,40	On suppose que le poids n'a pas sensiblement varié par le grillage. Comprend le grillage de mattes riches.
2 <sup>e</sup> Fonte pour mattes bronzes... ..	1000	»	0,240	»	0,50	
3 <sup>e</sup> Grillage des mattes bronzes...	210	0,50	»	»	0,54	
4 <sup>e</sup> Fonte pour cuivre brut.....	210	»	»	115	0,18	
5 <sup>e</sup> Affinage du cuivre brut.....	40	»	»	24	0,12	
6 <sup>e</sup> Raffinage du cuivre rosette....	56	»	»	54	0,07	
CONSUMMATIONS TOTALES...	Pour 35 kil. de cuivre rouge produit.	stère. 0,55	ton. 0,240	kil. 171	journ. 1,61	

En résumé, du minerai à 4 pour 100 de cuivre a produit 3,5 pour 100 de cuivre marchand; soit une perte de 1/2 pour 100, sur le minerai, ou de 12,5 pour 100 de cuivre contenu.

Aux consommations précédentes, il faut ajouter 2 à 3 journées de main-d'œuvre accessoire et l'ensemble des frais généraux.

Mais, si nous nous bornons aux frais spéciaux et si nous les rapportons à la tonne de cuivre marchand produit, nous trouverons pour Atvida, dans les conditions de 1860, approximativement les chiffres suivants :

Bois	15 <sup>st</sup> ,7 à 2 fr . . . . .	31 fr. <sup>1</sup>
Charbon de bois	4 <sup>t</sup> ,885 à 25 fr . . . . .	122 fr.
Coke anglais	6 <sup>t</sup> ,85 à 50 fr . . . . .	342 fr.
Main-d'œuvre spéciale	46 jours à 2 fr. 50. . .	115 fr.
Total. . .		610 fr.

Il faut y ajouter la valeur des 28 <sup>ts</sup> ,60 à 25 fr. de minerais consommés par une tonne de cuivre marchand =	715 fr.
Total . .	1525 fr.

On voit que, grâce à la pauvreté du minerai, la consommation en combustible est énorme : 15<sup>st</sup>,7 ou 5<sup>ts</sup>,55 de bois, et près de 12 tonnes de coke et charbon de bois ! Depuis lors, par l'affinage au réverbère et le grillage en cases voûtées, la consommation a été notablement réduite, mais elle reste toujours considérable à cause de la teneur peu élevée du minerai. Il y aurait évidemment avantage à l'enrichir par préparation mécanique.

Ainsi à Boston, où l'on traite des minerais cinq à six fois plus riches, rendant 20 pour 100 de cuivre marchand, on ne consommerait, d'après Rivot, par tonne de cuivre, en grillant les mattes en cases voûtées et affinant le cuivre brut à la houille au four à réverbère, que :

	Tonnes.
Bois . . . . .	0,40
Anthracite . . . . .	1,50
Houille. . . . .	0,65
Charbon de bois . . . . .	0,10
	<hr/> 2 <sup>t</sup> ,45

Soit 2<sup>t</sup>,45 seulement, au lieu des 18 tonnes consommées à Atvida; et comme main-d'œuvre, 8 jours 70 au lieu de 46<sup>1</sup>, et la consommation eût été encore moindre si la fonte pour matte avait été pratiquée dans des fours de 6 à 7 mètres de hauteur au lieu de simples fours à manche.

1. En modifiant les appareils de grillage et en se servant pour la première fois de grands fours cylindriques, la consommation en bois et coke a pu être notablement réduite depuis 1860.

2. Rivot. *Principes généraux du traitement des minerais métalliques*, T. I, p. 528,

## II. TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES PAR LA MÉTHODE CONTINENTALE

La méthode ordinaire de Suède et d'Allemagne subit, comme on l'a vu, de légères modifications lorsque les minerais sont partiellement oxydés ou impurs. Parlons d'abord des minerais oxydés.

*Usine de Nischné-Taguilsk.* — Le cas le plus simple est celui d'un mélange ou d'une association de minerais oxydés et sulfureux. C'est le cas des mines du prince Dénidoff dans l'Oural. L'usine la plus importante est celle de *Nischné-Taguilsk*, sur le versant oriental de l'Oural. La proportion des minerais oxydés étant considérable, on peut les soumettre directement à la fonte pour mattes. On est même obligé, dans certains cas, d'y ajouter des pyrites de fer, afin que le soufre soit en proportion suffisante dans le lit de fusion, pour ne pas avoir des mattes tenant au delà de 48 à 50 pour 100 de cuivre, ce qui donnerait des scories trop riches. On se servait autrefois, pour cette opération, de demi-hauts-fourneaux de 3<sup>m</sup>,50 de hauteur, avec une seule tuyère dans le mur de fond. Ce système onéreux a été remplacé en Russie, comme ailleurs, par des fours à plusieurs tuyères; mais au lieu de cuves cylindriques, légèrement évasées sur le haut, on a adopté le système des fours *Rchette*, à 15 ou 15 tuyères, disposées en deux rangées parallèles dans les longues faces opposées d'un rectangle dont les côtés étroits sont arrondis. Le four de 2 mètres de hauteur est fortement évasé comme un four à chaux. Il a 0<sup>m</sup>,90 de largeur d'une face de tuyère à l'autre et 1<sup>m</sup>,50 au gueulard. Les côtés extrêmes du four sont verticaux. On charge le combustible dans l'axe, le lit de fusion le long des parois. Un four pareil en remplace six anciens et fond 55 à 60 tonnes de lit de fusion par vingt-quatre heures. A tous égards, il vaut mieux que les fours anciens, mais comme régularité et consommation le four cylindrique avec tuyères à eau de 6 à 7 mètres de hauteur serait encore préférable. L'opération est d'ailleurs conduite comme en Suède.

On doit avoir en vue la formation de scories pauvres, plutôt siliceuses que basiques. Ajoutons que, pour avoir assez de soufre dans le lit de fusion, on peut, si les pyrites manquent, les remplacer par du sulfate de baryte, ou du sulfate de chaux, mêlé de matières ferrugineuses oxydées. La baryte et la chaux passent dans les scories, le soufre s'unit au fer et va dans les mattes. On a recours à cet expédient dans une usine à cuivre de l'Altaï.

La matte brouze de Nischné-Taguilsk est grillée en cases, puis fondue pour cuivre brut au four à cuve, selon la méthode ordinaire. L'affinage et le raffinage, autrefois pratiqués au bas-foyer, se font maintenant, comme à Atvida, au réverbère anglais. Je n'ai donc rien à ajouter sur les procédés suivis dans les usines de Nischné-Taguilsk.

*Usine de Szaska.* — On se servait il y a 20 ans de la même méthode dans l'usine de *Szaska* au Banat (Hongrie). On y traitait des minerais oxydés, tenant 2 pour 100 de cuivre dans une gangue quartzo-ferrugineuse. Le cuivre était sulfuré par une addition de 20 pour 100 de pyrites de fer. L'opération se faisait comme à

l'ordinaire, dans un demi-haut-fourneau, et la matte bronze obtenue subissait le traitement usité sur le continent. Malgré le très bas prix du combustible, un minerai aussi pauvre ne doit plus pouvoir se traiter aujourd'hui, car on consommait, par tonne de cuivre marchand, plus de 50 tonnes de charbon de bois, ou, en marchant au coke, plus de 35 tonnes de houille.

Les 20 kilogrammes de cuivre par tonne de minerai ne donnaient finalement que 14 kilogrammes de cuivre marchand, soit 33 pour 100 de perte.

*Usines des environs de Perm.* — La difficulté est plus grande encore lorsqu'on ne peut se procurer l'élément sulfurant. C'est le cas des usines, voisines de la ville de Perm, sur le versant occidental de l'Oural. Il existe là, dans le terrain *Permien*, des grès ferro-cuprifères, où le fer et le cuivre sont tous deux oxydés, sans pyrites ni sulfates dans le voisinage<sup>1</sup>. La teneur moyenne des minerais est de 3 pour 100 seulement; le métal s'y trouve à l'état d'oxydes, carbonates, silicates, vanadates, etc., mais ne paraît renfermer ni antimoine, ni arsenic. La gangue est surtout quartzo-ferrugineuse. En l'absence de tout élément sulfurant, on soumet le minerai directement à une intense fonte réductrice dans des demi-hauts-fourneaux de 6 mètres de hauteur. Comme fondant on ajoute, selon la fusibilité du minerai, 25 à 35 pour 100 de dolomie, de façon à avoir un lit de fusion contenant, abstraction faite des éléments volatils et de 1 à 2 pour 100 d'acide vanadique, les corps suivants :

SiO <sup>2</sup> . . . . .	50,10
CuO . . . . .	4,44
MnO <sup>2</sup> . . . . .	3,56
Fe <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . . . . .	9,59
Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> . . . . .	6,23
MgO . . . . .	9,54
CaO . . . . .	15,45
NaO . . . . .	0,97
KO . . . . .	0,52
	<hr/>
	100,00

qui correspondent à peu près à un bisilicate comme les lits de fusion d'Atvida.

On marche à l'air chaud et l'on obtient trois produits différents :

Au fond du creuset. . . 3 à 4 pour 100 de cuivre brut ferreux ;

Par dessus. . . . . 2,5 à 3 pour 100 de fonte de fer cuivreuse ;

A la surface . . . . . 90 pour 100 de scories vitreuses bisilicatées à 55 pour 100 de silice.

Il est impossible, comme on voit, de réduire le cuivre, sans la majeure partie du fer, et le cuivre se partage entre les deux produits métalliques que je viens de mentionner.

Le cuivre brut renferme 5 à 6 pour 100 de fer, 0,90 à 1 pour 100 de carbone et 1 à 1,50 pour 100 de vanadium.

1. Archives d'Ermann, t. II et VIII; Annuaire des mines de Saint-Petersbourg; Annales des mines, 4<sup>e</sup> série, t. III, et Notes de l'ingénieur russe de Choubine,

La fonte eivreuse renferme	75 à 78 de fer ;
—	10 à 12 de eivre ;
—	2 à 3 de manganèse ;
—	3 de carbone ;
—	2 de vanadium ;
—	1 de silicium ,
—	2 à 3 de calcium, magnésium et aluminium.
	<hr/> 100

La scorie retient encore de son côté 1,40 pour 100 d'acide vanadique et 2 millèmes de eivre.

En résumé, le eivre brut est très ferreux et 10 à 12 pour 100 du eivre du minerai est entraîné par la fonte de fer. Ce eivre n'est pourtant pas entièrement perdu ; en refondant la fonte eivreuse dans un eubilot, comme s'il s'agissait de produire de la fonte de seconde fusion pour le moulage et laissant reposer pendant une heure le produit fondu dans le creuset intérieur, la masse se sépare en deux, par suite de l'absence de toute affinité entre le fer et le eivre. Dans la partie basse du creuset, il se forme un bain spécial de eivre brut ferreux, et par dessus, de la fonte de fer bonne pour le moulage. Elle semble même assez tenace, grâce au eivre encore retenu en faible proportion, sous forme de filaments déliés.

Ce traitement n'en reste pas moins fort onéreux et peu rationnel. Par tonne de minerai, on consomme, dans cette seule première fusion, jusqu'à 700 kilogrammes de charbon de bois, ce qui fait déjà, vu la pauvreté du minerai, sans compter les opérations ultérieures, 28 tonnes de charbon de bois par tonne de eivre marchand produit ; si l'on y ajoute les frais d'affinage du eivre brut, qui sont fort considérables à cause du fer contenu (4 à 5 stères de bois par tonne de eivre brut), on reconnaîtra aisément que, même avec le bas prix du bois en Russie, ce mode de traitement n'est plus possible depuis que la valeur du eivre a baissé de 2500 fr. la tonne à 1700 ou 1800 fr. Effectivement, la plupart des usines des environs de Perm, à l'ouest de l'Oural, sont aujourd'hui fermées. Des minerais aussi pauvres ne peuvent être traités que si l'on a à sa disposition des matières sulfureuses, permettant la production de mattes à une température moins élevée. Ajoutons que les 50 kilogrammes de eivre par tonne de minerai ne donnent finalement que 25 kilogrammes de eivre marchand, de sorte que la perte est de 1/6, soit 16 à 17 pour 100 du métal contenu.

*Usine de Chessy.* — Les minerais *oxydés riches* sont rarement traités seuls. On les ajoute ordinairement aux mattes *bronzes grillées*, provenant du traitement de minerais sulfureux. Le cas échéant, on peut cependant les traiter seuls. Il suffit d'y mêler les fondants réclamés par la gangue et d'opérer dans un four à cuve, comme s'il s'agissait de la réduction de mattes grillées ordinaires. Ce cas s'est présenté à Chessy, près de Lyon, en 1828 et 1829<sup>1</sup>. On avait à traiter un mélange d'oxydes et de carbonates de eivre, d'une teneur de 27 pour 100, à gangue argilo-siliceuse. On ajouta 20 pour 100 de chaux vive et 5 à 6 pour 100 de scories

1. *Annales des mines*, 2<sup>e</sup> série. Tome VII.

d'affinage. Le minerais fut fondu au coke dans un four à manche de 1<sup>m</sup>,80 de hauteur, en repassant sans cesse 50 à 60 pour 100 de scories de l'opération elle-même. Le travail était simple, puisque l'oxyde de cuivre est facile à réduire; mais il fallait garder le *juste milieu* entre une allure trop chaude, ou un excès de chaux, favorisant la réduction du fer, et une allure trop froide, ou un défaut de chaux, entraînant la scorification du cuivre. Dans le cas le plus favorable, les scories retenaient encore 1/2 pour 100 de cuivre. En tout cas, on le voit, les scories devront toujours être refondues avec des éléments sulfurants, en vue de récupérer, sous forme de mattes, le cuivre qu'elles renferment.

Reste à examiner le traitement des minerais *impurs*. Je citerai comme exemples le district du *Mansfeld* et celui du *bas-Hartz*.

### III. TRAITEMENT DES MINERAIS IMPURS PAR LA MÉTHODE CONTINENTALE

*Usines du Mansfeld.* — Les minerais du Mansfeld, sans être très *impurs*, sont cependant de nature complexe, et ne peuvent, par ce motif, être soumis à la méthode ordinaire. Ils renferment spécialement de l'argent, du plomb et un peu d'arsenic; en outre, du nickel, du cobalt et même des traces de vanadium et de molybdène. C'est l'argent surtout qui complique le traitement, et sans parler ici des méthodes de désargentation, il convient cependant de dire comment sa présence modifie la méthode générale.

Le minerai de cuivre du Mansfeld se rencontre, sous forme de minces couches, dans les schistes bitumineux du terrain Permien de la Thuringe, au pied du Hartz. Le cuivre s'y trouve à la fois à l'état de sulfure simple et de sulfure double cuproferreux (*panaché* et *pyriteux*), plus ou moins mêlés à un peu de galène, de blende et de minerais arsénio-sulfurés de nickel et de cobalt, contenant de l'argent. La teneur moyenne en cuivre est de 4 pour 100, celle de l'argent de 200 à 220 grammes par tonne de schiste. C'est en somme un minerai assez pauvre, ne valant guère plus de 100 à 110 fr. par tonne, aux prix actuels des métaux, mais que l'on peut encore traiter avec avantage, grâce à sa fusibilité et aux procédés perfectionnés mis en pratique.

Depuis 1868, on traite par an plus de 150 000 tonnes de ce minerai, et l'on en retire 6000 tonnes de cuivre marchand et 25 à 50 000 kilogrammes d'argent.

Le traitement a subi, en vue de la désargentation, des modifications nombreuses. Il y a 50 ans, on transformait le minerai, par la méthode continentale ordinaire, en cuivre brut que l'on désargentait ensuite par le plomb. C'était une méthode coûteuse, fort imparfaite, à laquelle on a substitué la désargentation de la matte, et la fonte pour cuivre brut de la matte désargentée. La désargentation de la matte se faisait à l'origine par *amalgamation*; plus tard, par voie humide, d'abord à l'aide de la *chloruration*, et finalement par un procédé de *sulfatation*. Maintenant on semble disposé à revenir à la désargentation du cuivre brut, en appliquant les procédés *electro-chimiques*.

Mais laissons là ces divers accessoires, qui appartiennent plutôt à la métallurgie

de l'argent, et contentons-nous d'exposer la méthode adoptée, dans les usines du Mansfeld, au point de vue particulier du cuivre<sup>1</sup>.

Les schistes bitumineux du Mansfeld se composent d'argile marneuse facile à fondre. Comme le soufre n'y est pas en excès, le grillage proprement dit serait plus nuisible qu'utile. Cependant, avant de les soumettre à la fonte pour mattes, on les calcine pour chasser le bitume, qui refroidirait les fours de fusion.

La *calcination* se fait en tas pyramidaux à l'air libre sur un lit de bois menu simplement chargé d'enflammer le bitume, qui ensuite propage lui-même la combustion de bas en haut. Les tas ont 1<sup>m</sup>,50 à 2<sup>m</sup>,20 de hauteur sur 3 à 4 mètres de largeur et une longueur indéterminée. Les tas ordinaires tiennent 150 à 200 tonnes. On place les plus gros fragments au centre, et couvre le tout de minerai menu. Une opération dure dix semaines; la proportion de bitume est de 8 à 10 pour 100, mais la calcination fait perdre au minerai 12 à 14 pour 100 à cause de l'eau et de l'acide carbonique que la chaleur élimine en même temps.

Après la calcination, les schistes blanchis renferment en général, outre la matière minérale utile :

Silice. . . . .	50 à 60 pour 100.
Alumine. . . . .	15 à 7 —
Chaux. . . . .	6 à 18 —
Oxyde de fer. . . . .	7 à 8 —
Magnésie. . . . .	2 à 4 —

Ce mélange forme à peu près un bisilicate; aussi n'ajoute-t-on, en général, d'autre fondant que 7 à 8 pour 100 de spath fluor et de calcaire pour augmenter la fluidité des scories.

Pour cette fonte des minerais on s'est servi longtemps de demi-hauts-fourneaux de 5 à 7 mètres de hauteur, et de 1<sup>m</sup>,50 à 1<sup>m</sup>,60 de diamètre au ventre. Aujourd'hui, leur hauteur atteint 9 à 10 mètres, le ventre 2 mètres, et l'on fournit par 6 tuyères jusqu'à 60 mètres cubes de vent par minute, que l'on chauffe jusqu'à la température de 500° C. Dans ces conditions, avec un creuset entièrement intérieur, on peut fondre par vingt-quatre heures 60 tonnes de lit de fusion, en ne consommant que 18 à 20 pour 100 de coke. Il faut, pour cela, comme dans les usines à fer, se servir de tuyères à eau, et asperger aussi, d'une façon continue, les parois extérieures du creuset.

En dehors des 7 à 8 de spath fluor et de calcaire ci-dessus mentionnés, on n'ajoute au minerai calciné que les crasses et scories riches de la fonte pour matte mince, ainsi que celles des opérations suivantes, scories dont le poids total ne dépasse pas 6 ou 8 pour 100 des minerais calcinés.

Lors de la fusion, les scories bisilicatées s'écoulent d'une façon plus ou moins continue, et les mattes produites sont grenillées, en les faisant couler d'une faible hauteur, en filets minces, dans une bêche à eau.

Comme les scories sont peu ferrugineuses, une campagne peut durer plus d'une année aussi bien que celle des hauts-fourneaux à fer.

Les métaux, à cause de leur affinité pour le soufre, se concentrent dans les mattes.

1. La méthode est décrite dans le Journal des mines de Prusse, t. XI, XIV, XVII, etc.

Le fer et le zinc passent seuls, en partie, à l'état d'oxydes, dans les scories. Celles-ci renferment en moyenne :

Silice . . . . .	50
Alumine . . . . .	40 à 45
Chaux et magnésie . . . . .	20 à 25
Protoxyde de fer. . . . .	40 à 42
Oxyde de zinc . . . . .	1 à 3
Fluor . . . . .	1
Oxydule de cuivre. . . . .	0,2 à 0,5

La matte bronze grenailée forme au maximum 8 à 10 pour 100 du poids du minerai traité. Elle contient :

Cuivre . . . . .	50 à 40 pour 100
Fer . . . . .	20 à 25
Zn . . . . .	5 à 4
Pb . . . . .	1 à 2
Ni et Co . . . . .	1 à 2
S. . . . .	25 à 50
	<hr/>
	100

Ce qui correspond à peu près à la formule  $2\text{FeS} + \text{Cu}^2\text{S}$ .

Cette matte grenailée est grillée au four à cascades *Gerstenhöfer*. La moitié du soufre est éliminé ; quant à l'acide sulfureux ainsi produit, on le transforme en acide sulfurique dans des chambres de plomb. Ce grillage partiel a pour but la formation d'une matte riche, plus facile à désargenter que la matte bronze. La fonte de concentration peut se faire au four à cuve, selon la méthode continentale, ou au réverbère, selon la méthode anglaise. On préfère aujourd'hui le réverbère. L'opération sera décrite lorsque nous exposerons la méthode anglaise. Pour le moment, je dirai seulement que l'on cherche à produire une matte riche tenant 65 à 70 pour 100 de cuivre, le reste se composant de 20 à 25 de soufre, de 4 à 6 pour 100 de fer, et les autres métaux du minerai, le cobalt, le nickel, le plomb, l'argent, etc.

Au réverbère, le fer, le zinc et le plomb sont scorifiés plus complètement qu'au four à cuve. Le cobalt aussi y est partiellement oxydé, mais le nickel, l'argent et l'arsenic restent entièrement dans la matte. Cette répartition inégale des divers métaux apparaît surtout au four à cuve dans la fonte finale pour cuivre brut. Voici la marche suivie : les mattes riches, dont je viens de parler, sont désargentées, par grillage et lessivage ; le sulfate d'argent est dissous et le résidu insoluble comprend le cuivre, grillé à mort, qui est alors finalement réduit au four à cuve pour cuivre brut. Là, par suite d'un reste de soufre, il se forme cependant toujours, au-dessus du cuivre brut une *matte mince*, qui ne renferme guère, en dehors du fer, que du cobalt et des traces de nickel ; tandis que le plomb, le nickel et une partie notable du zinc sont unis au cuivre brut. Le reste du zinc et la majeure partie du fer sont scorifiés avec un peu de cobalt. Le nickel, malgré son affinité pour le soufre, est toujours retenu par le cuivre métallique. Le plomb est associé



au cuivre, non à cause de son affinité pour ce métal, mais parce que le fer et le cuivre décomposent par précipitation le sulfure de plomb, et que le plomb, à cause de sa densité élevée, gagne nécessairement le fond du creuset.

Remarquons, à ce sujet, que la fonte de concentration a, comme avantage indirect, l'épuration du produit final. A chaque grillage on élimine, en effet, comme on sait, outre le soufre, un peu d'arsenic ; et à chaque fonte réductive on scorifie, outre l'oxyde de fer, un peu de zinc, de cobalt et de plomb. Seulement, dans les circonstances ordinaires, l'épuration résultant des deux opérations supplémentaires en question est trop chèrement payée par le surcroît des frais qu'elles occasionnent. Au Mansfeld, elle ne se justifie que par les conditions de la désargentation, mais si l'on arrive à substituer à la méthode actuelle le traitement électro-chimique du cuivre brut, on pourra alors sans doute supprimer de nouveau la fonte de concentration.

Le traitement des schistes cuivreux Permien a un intérêt spécial pour la France, car, depuis peu, on a découvert et mis en exploitation un gîte analogue assez étendu, sur les rives du Var, auprès de Puget-Téniers, à 70 kilomètres de Nice. Le minerai, plus quartzeux que celui du Mansfeld et non bitumineux, est directement transformé en mattes sur les lieux.

Ajoutons, pour clore ce qui concerne le Mansfeld, que le cuivre brut provenant des mattes désargentées, que l'on traitait jadis au bas foyer, est depuis vingt ans au moins, affiné et raffiné, au réverbère, par la méthode anglaise. Les analyses suivantes montrent que, même par ce procédé, le plomb et surtout le nickel ne sont que partiellement séparés du cuivre.

Analyse du cuivre <i>rosette</i> d'après Steinbeck (1864).		Analyse du cuivre <i>marchand</i> d'après Steinbeck (1864).	
Cuivre. . . . .	98,575		99,274
Nickel. . . . .	0,545		0,527
Plomb. . . . .	0,595		0,420
Fer. . . . .	0,054		0,059
Arsenic. . . . .	0,022		0,025
Soufre. . . . .	0,025	{	Non dosés <sup>1</sup> .
Oxygène. . . . .	0,501		
	<hr/> 99,915		<hr/> 99,805

*Usines du Hartz.* — Il nous reste à dire quelques mots du traitement des minerais *impurs* du Hartz. Les matières cuivreuses du Hartz proviennent de deux sources : 1<sup>o</sup> du Hartz supérieur, dont le traitement des galènes cuivreuses fournit en dernière analyse des mattes cuivreuses, chargées de plomb, d'antimoine, de zinc, d'arsenic, etc. 2<sup>o</sup> Du Hartz inférieur, de la mine du *Rammelsberg*, qui livre des pyrites cuivreuses, mêlées de blende et d'un peu de galène. Ces pyrites sont grillées, puis fondues pour mattes selon la méthode ordinaire précédemment exposée. Il suffit donc de faire connaître le traitement de ces mattes et de celles qui viennent du Hartz supérieur.

1. Doit certainement retenir un peu d'oxygène.

*Traitement des mattes cuivreuses impures au Hartz.*

Si l'on grillait directement à *mort* ces premières mattes, pour les réduire ensuite en cuivre brut, on aurait un métal, non seulement chargé de fer et de zinc, mais encore de tous les autres éléments étrangers que renferment les mattes bronzes. Pour éviter cet inconvénient, on applique la méthode esquissée dans l'exposé général de la méthode de traitement des minerais cuivreux impurs. On intercale, au Hartz, jusqu'à trois grillages et trois fontes réductives de concentration. Les grillages éliminent graduellement le soufre, l'arsenic et l'antimoine; les fontes débarrassent, d'autre part, le cuivre, du fer et du zinc par scorification.

La première fonte supplémentaire fournit simplement des mattes plus riches.

La seconde, avec des mattes à 65 pour 100 de cuivre, une certaine proportion de cuivre brut, dans lequel, outre l'or et l'argent, se concentrent surtout le zinc, l'étain, l'antimoine et le nickel. C'est un métal, difficile à épurer, que l'on traite surtout par voie humide, pour or et argent. Ces deux métaux s'y concentrent, grâce à leur densité élevée, et à leur affinité spéciale pour le cuivre. On grille en général, de telle façon que le quart ou le tiers au plus du cuivre total soit réduit à l'état métallique dans cette deuxième fonte de concentration.

La matte *riche*, provenant de ladite fonte, pourrait sans doute être grillée à *mort*; mais on préfère l'épurer davantage en la soumettant encore une troisième fois à un simple grillage partiel. La fonte réductrice qui suit fournit alors un cuivre brut moins impur que le précédent et une nouvelle matte à 69 pour 100. On s'arrange d'ailleurs de façon à partager le cuivre total, en parties à peu près égales, entre les deux produits en question.

Vient enfin un nouveau grillage et la vraie fonte pour cuivre brut, dont le produit final est alors relativement pur.

On voit, en résumé, que le procédé du Hartz consiste à fractionner le produit final, de façon à avoir trois cuivres de pureté croissante. Le premier, surtout argentifère, fort impur; le second de qualité encore médiocre; le dernier relativement assez bon. Mais on conçoit sans peine qu'une méthode aussi complexe, dont les produits partiels repassent sans cesse à de nouvelles opérations, soit fort coûteuse et hors de proportion avec les avantages qu'elle peut offrir. C'est dans ce cas surtout que le procédé Bessemer de M. Manhiès, directement appliqué à la matte bronze, présente des avantages considérables comme célérité de marche et comme réduction dans les dépenses.

Enfin, disons qu'une méthode analogue a été introduite, il y a quelques années, à *Fahlun*, dont les minerais sont plus plombeux que ceux d'*Atvida*. On cherche aussi à y fractionner les produits, afin de rassembler, dans un premier culot peu considérable de cuivre brut, la majeure partie du plomb, de l'argent et de l'or que renferment les minerais. De ce cuivre brut on retire l'or et l'argent par voie humide, tandis que les mattes, ainsi épurées, subissent le traitement ordinaire.

## IV. TRAITEMENT DES MINÉRAIS PAR LA MÉTHODE ANGLAISE.

Comme nous l'avons dit page 109, la méthode anglaise ne diffère de la méthode continentale que par la forme des appareils employés. On se sert de fours à réverbère au lieu de bas-foyers et de fours à cuve. Les réactions et les moyens mis en jeu sont les mêmes.

Le traitement des minerais *sulfurés ordinaires* se compose également de six opérations, tour à tour oxydantes et réductives, tandis que les minerais *impurs* exigent, en outre, une série d'opérations supplémentaires, pareilles à celles auxquelles on a recours dans les fonderies du Hartz.

Les usines anglaises sont concentrées, aux environs de *Swansea*, auprès du bassin houiller du pays de Galles, et à *Saint-Helens*, près de Liverpool, à portée des houilles du Lancashire. Les usines de Swansea furent d'abord établies en vue des minerais du Cornouailles, les secondes pour le traitement des minerais importés par le port de Liverpool. Aujourd'hui on traite, dans les deux districts, en majeure partie des minerais, ou des mattes, venant d'Amérique, d'Australie, de Cuba, d'Italie, d'Espagne, etc.

On fabrique ainsi en Angleterre plus de 70 000 tonnes de cuivre marchand par an, sur une production totale de la terre entière d'environ 120 000 tonnes.

Les minerais, venant de pays si divers, sont aussi de nature variée, mais tous prennent leur place dans le traitement général : les minerais *pyriteux* subissent naturellement un premier grillage et la fonte pour mattes ; les minerais *natifs* et *oxydés* sont directement livrés, selon leur teneur, à l'une des trois fontes réductives : les plus pauvres à la fonte pour mattes, les minerais moyens à la fonte de concentration, ou à la fonte pour cuivre brut ; les plus riches, le cuivre natif pur, à la fonte pour cuivre marchand. Quant aux minerais *impurs* ou *complexes*, ils exigent, comme nous l'avons dit, une série d'opérations supplémentaires plus ou moins spéciales.

Occupons-nous d'abord du traitement des minerais les plus nombreux, qui sont relativement purs.

Les six opérations dont se compose la méthode sont :

Le grillage des minerais sulfurés.

La fonte pour matte pauvre dite matte *bronze* (*coarse metal*).

Le grillage de la matte bronze.

La fonte de concentration pour matte riche, dite matte blanche (*white metal*), ou exceptionnellement matte *bleue* et *rouge*.

Le rôtiage de la matte blanche et la fonte pour cuivre brut.

L'affinage du cuivre brut et le raffinage pour cuivre marchand.

1<sup>o</sup> *Grillage des minerais.*

Le grillage se faisait autrefois exclusivement dans des réverbères à une, deux ou

trois soles planes, placées horizontalement les unes à la suite des autres, ou les unes au-dessus des autres. L'acide sulfureux se répandait ainsi directement dans l'atmosphère en pure perte, ou plutôt, en détruisant au loin toute végétation. Aujourd'hui, comme sur le continent, on dirige également, assez souvent, l'acide sulfureux dans des chambres de plomb pour le transformer en acide sulfurique; mais alors on ne peut se servir des réverbères ordinaires, parce que l'acide sulfureux y reste mêlé à la fumée. Si donc on veut utiliser l'acide sulfureux, il faut, lorsque le minerai est en morceaux, avoir recours aux petits fours, appelés *kilns* en Angleterre, ou aux cuves dans lesquelles, comme à Chessy, le minerai repose sur une grille en fer; s'il se trouve à l'état de schlich, on emploie de préférence les fours à tablettes, à cascades, à mouffles, etc., que j'ai décrits dans les *Principes généraux de la Métallurgie*<sup>1</sup>.

Je me bornerai donc ici aux fours à réverbère ordinaires, tels qu'ils sont encore employés dans beaucoup d'usines, pour le grillage des minerais cuivreux. Ils sont de deux sortes : ou bien ils sont directement chauffés par un foyer spécial, ou bien ils reçoivent les flammes perdues des fours de fusion pour mattes.

Autrefois, en Angleterre, où le combustible était à vil prix, on n'utilisait guère les gaz chaud des fourneaux; ils s'en allaient directement, par un court rampant, à la cheminée. Aujourd'hui on est mieux avisé; on dispose à la suite des fours de fusion les soles du grillage, en les plaçant, si l'espace le permet, au même niveau et sur le prolongement du four de fusion; ou bien, lorsque l'espace manque dans cette direction, au-dessus de la voûte même du four. Mais cette disposition est gênante pour les ouvriers et coûteuse lors des réfections. Au reste, que les fours de grillage soient chauffés directement par un foyer spécial, ou indirectement par les flammes perdues d'un autre four, leur disposition reste toujours la même. Ils sont à sole plane, horizontale, assez vaste pour que la charge n'y ait pas au delà de 10 à 12 centimètres d'épaisseur, et cette hauteur même serait trop forte s'il s'agissait d'un grillage à *mort*; mais, comme on ne veut encore éliminer que la moitié du soufre total, une hauteur de charge de 12 centimètres n'oppose pas trop de gêne à l'oxydation du minerai, pourvu que l'on renouvelle les surfaces par des *râblages* périodiques, et que les grains de minerai aient au maximum la grosseur d'une petite noisette. S'ils étaient en morceaux plus gros, il faudrait les broyer avant de les livrer aux fours à réverbère.

Selon la place dont on dispose, les fours sont munis de portes de râblage dans les deux longues faces latérales, ou dans l'une d'elles seulement. La première disposition est préférable; elle permet de donner aux soles jusqu'à 5<sup>m</sup>,50 même 4 mètres de largeur, tandis que dans le cas d'une seule rangée de portes, il faut la réduire à 2 mètres, à cause de l'impossibilité de râbler au delà. La longueur des soles doit être pour le moins de 5 à 6 mètres, mais atteint parfois 10 à 12 mètres et plus. On utilise d'autant mieux la chaleur que les fours sont plus longs, mais au delà d'une certaine limite, l'avantage est compensé par des frais de râblage plus considérables. Lorsque les fours ont plus de 4 à 5 mètres de longueur, on est obligé d'amener les charges du bout du four auprès du pont, afin d'y détruire les sulfates par un dernier coup de feu. Pour faciliter le travail du râblage, l'écartement des

1. *Encyclopédie*, t. V, p. 81 et suiv.

portes, d'axe en axe, ne doit pas dépasser 1<sup>m</sup>,70 à 1<sup>m</sup>,80, et les embrasures des ouvertures doivent s'évaser vers l'intérieur. Toutes ces ouvertures sont garnies de plaques de fonte, afin de protéger les briques contre le choc des spadelles et des râbles. La température des fours de grillage restant au-dessous du rouge cerise, on peut se contenter de construire les parois latérales et la voûte en briques réfractaires de deuxième choix, et même la sole en bonnes briques rouges placées de champ.

La voûte est surbaissée, pour mieux utiliser la chaleur; on lui donne 50 centimètres de hauteur sous clef; les génératrices de la voûte sont parallèles à l'axe du four. Le rampant part de la voûte même, ou bien des angles que la face du haut fait avec les deux parois latérales. On leur donne, comme section, le quart de celle du foyer. Ainsi, dans les fours anglais ordinaires, dont la chauffe a 90 centimètres sur 1<sup>m</sup>,20, ou 1<sup>m</sup>,08 de section, la section des deux rampants réunis est de 24 centimètres carrés. Dans ces mêmes fours, la sole a 5<sup>m</sup>,25 de longueur sur 4 mètres de largeur maximum, mais, à cause des angles tronqués, la superficie totale est de 16 mètres carrés seulement; le nombre des portes de travail de deux sur chaque face. Toutefois, comme je l'ai dit, on aurait intérêt à les agrandir au point de vue de la consommation.

Le minerai est généralement chargé par des orifices à trémies et registres installés dans la voûte des fours. Au lieu de chauffes à grilles ordinaires pour houille, on se sert assez souvent, à Swansea, de foyers à *mâchefers*, de 1<sup>m</sup>,20 de profondeur, que l'on alimente avec de l'antracite, sur 60 à 70 centimètres de hauteur, de façon à les transformer en véritables gazogènes, dont l'oxyde de carbone est brûlé par un filet d'air pénétrant dans le fourneau, ou près du pont, par un earneau spécial de 10 à 12 centimètres de côté. Bref, on le voit, les fours de grillage sont pourvus tantôt d'une chauffe ordinaire et tantôt d'une sorte de gazogène, ou bien alimentés par la chaleur perdue des fours de fusion, sans que le mode de chauffage influe d'ailleurs en quoi que ce soit sur le travail du grillage.

Le travail du grillage est simple. Le four étant chauffé au rouge sombre, on tire les registres des trémies à minerais pour les vider, puis l'on étale uniformément la masse à griller sur l'étendue entière de la sole. On s'arrange de façon à en avoir 200 à 220 kil. par mètre carré, soit 3400 à 3500 kil. par sole de 16 mètres carrés. La chaleur ne doit jamais s'élever au point de fritter les pyrites. Le four reste fermé pendant deux heures, après quoi, on procède à un premier tour de râblage en passant de porte en porte. Ce travail se fait tantôt avec des spadelles, que l'on glisse sous la charge pour la retourner, tantôt avec un râble denté que l'on promène activement sur la sole, en labourant le minerai de l'avant à l'arrière et de l'arrière à l'avant.

Un seul ouvrier suffit pour ce travail par four et par 24 heures, en admettant que le transport des matières se fasse par des manœuvres. On renouvelle le râblage de deux heures en deux heures, mais chacune des passes ne doit pas durer au delà d'un quart d'heure. Le minerai devient moins fusible à mesure que les sulfures se transforment en oxydes; on peut donc graduellement hausser la température jusqu'au rouge, chaleur nécessaire pour la destruction des sulfates formés. Une opération dure 12 heures en général, mais, en réalité, la durée dépend de la nature du mi-

nerai et de la marche du four. En bonne marche, on cherche à éliminer la moitié du soufre total. Le grillage ayant atteint ce point, on fait tomber le minerai grillé dans un caveau voûté, sous la sole du four, en le tirant, à l'aide d'un râble non denté, jusqu'au carneau vertical qui débouche dans ce caveau. Les galeries établies au droit des portes de travail sont couvertes d'une plaque de fonte en dehors du temps consacré au défournement. Dès que le four est vide, on le recharge pour une nouvelle opération et pour qu'il ne se refroidisse pas trop pendant les deux opérations consécutives du défournement et du rechargement, les ouvriers de deux fours voisins se prêtent mutuel appui à ce moment pour hâter le travail. Je n'insiste pas sur les réactions chimiques lors du grillage; on sait que le soufre est en partie distillé, en partie brûlé soit directement par l'air, soit indirectement par la réaction des oxydes et des sulfates sur les sulfures. On sait aussi que l'arsenic et l'antimoine sont partiellement entraînés, quoique en faible proportion, par le soufre et l'oxygène.

Les minerais pyriteux ordinaires perdent en moyenne, par le grillage, environ 7 pour 100 de leur poids.

Le grillage au réverbère exige peu de combustible (12 à 15 pour 100 du poids du minerai), même dans le cas où le four est chauffé par un foyer spécial; malgré cela, il n'en est pas moins plus coûteux que le grillage en kilus, ou en cases voûtées, à cause de la main-d'œuvre du râblage, qui est d'un tiers de journée par tonne de minerai. L'entretien des fours est également plus onéreux. Enfin, la non-utilisation de l'acide sulfureux est le défaut capital des réverbères comme fours de grillage.

## 2° Fonte pour mattes bronzes (*coarse-metal*).

La fonte pour mattes se fait en Angleterre au réverbère. Il y a vingt ans encore, c'était le réverbère ordinaire avec sa cheminée spéciale, sans la moindre utilisation de la chaleur perdue. Aujourd'hui on installe à la suite un four de grillage ou bien des chambres à briques, selon le système de M. Siemens. Je n'insiste pas sur les avantages du système nouveau, on les connaît, et ne m'occupe que du travail proprement dit de la fusion pour mattes. Puisqu'il s'agit de fondre un mélange de minerais et de fondants, la sole du réverbère doit être concave et pourvue d'un bassin intérieur où puissent se réunir les mattes fondues. Au dehors, il faut un bassin extérieur pour recevoir ces mêmes mattes au moment de la percée. C'est habituellement une fosse dans laquelle on installe un vaste chaudron en fonte, de 1<sup>m</sup>,80 à 2 mètres de diamètre, rempli d'eau froide. La sole du laboratoire est plus ou moins elliptique, avec des troncatures aux deux extrémités du grand axe; d'un côté, le pont qui sépare le laboratoire de la chauffe, de l'autre, une porte de travail avec le rampant qui mène à la cheminée. Pour une charge ordinaire de 1300 kilos, le grand axe, ainsi tronqué, mesure 4 mètres; le petit axe 2<sup>m</sup>,75; soit une superficie totale de 9 mètres carrés.

Pour une aire pareille, une chauffe de 1 mètre carré suffirait largement, si la houille était bonne et le tirage actif. A Swansea, on lui donne jusqu'à 1<sup>m</sup>,50, parce qu'on se sert en majeure partie de houille anthraciteuse et que le foyer se rapproche aussi, comme celui des fours de grillage, de la forme des gazogènes, ayant 1<sup>m</sup>,20 de profondeur au-dessous de l'arête du pont. Pour protéger le pont

contre l'action destructive du foyer et des scories, on lui donne 0<sup>m</sup>,75 de largeur, mais il est percé, de part en part, d'un conduit rectangulaire à parois de fonte, constamment rafraîchi par un puissant courant d'air.

La hauteur de la voûte, au-dessus de la sole, est de 0<sup>m</sup>,90 près du pont et de 0<sup>m</sup>,40 seulement à l'autre bout du four, pour que la température soit partout uniforme. La cheminée doit avoir 18 à 20 mètres de hauteur sur 0<sup>m</sup>,40 de section, lorsque les gaz chauds s'y rendent directement. Mais aujourd'hui, on fait plus souvent usage de hautes cheminées communes, placées au bout d'une série de fours, dont les flammes perdues, comme je l'ai dit, vont d'abord aux fours de grillage ou bien aux chambres à briques du système Siemens. Au bout du four, au delà du rampant, est la porte de travail. Cette situation est commandée par la nécessité d'avoir dans le four une température élevée plutôt réductrice qu'oxydante.

La sole du four de fusion doit être préparée avec soin. Elle est supportée par une masse, fortement damée, de sable quartzeux, reposant directement sur une solide fondation en maçonnerie. Sur la couche de sable, qui mesure 0<sup>m</sup>,50, on met enfin la sole proprement dite, de 0<sup>m</sup>,25; pour qu'elle puisse se fritter et devenir ferme sous l'action de la chaleur, on se sert de sable siliceux légèrement calcaire ou ferrugineux, et pour faire à la surface une sorte de vernis lisse, on couvre le tout de quelques pelletées de scories siliceuses. Un coup de feu, avant la mise en train, opère la fusion de ces scories et leur union avec le sable quartzo-ferrugineux de la sole. Celle-ci est battue de façon à laisser, vers le milieu du four, contre la paroi antérieure, une sorte de bassin peu profond, de 2 à 3 mètres carrés, dans lequel puissent se rassembler les mattes produites. Du point le plus bas de ce bassin part le trou de coulée d'où les mattes peuvent se rendre dans le chaudron extérieur, par un chenal spécial, en fonte ou tôle enduite d'argile.

Le but de la fonte pour mattes, au réverbère comme au four à cuve, est la séparation de la gangue terreuse, sous forme de scories, et la concentration du cuivre dans un composé sulfuré. Pour cela il suffit de soumettre le minerai grillé à une température élevée : l'oxyde de fer de la pyrite grillée s'unit à la silice de la gangue, tandis que l'oxyde de cuivre est décomposé par le sulfure de fer restant. La seule différence entre les deux méthodes provient du carbone dans le four à cuve; l'action réductrice y est plus énergique; l'oxyde de fer y est en partie réduit; par suite, toutes choses égales d'ailleurs, les mattes seront moins poreuses au réverbère, et les scories plus chargées d'oxyde de fer, sans que pour cela elles soient mieux fondues, loin de là, parce que le fer n'y est pas toujours, comme au four à cuve, complètement ramené à l'état de *protoxyde*. Par ce motif, les scories sont moins fluides et renferment plus de grenailles de mattes qu'au four à cuve. La plus grande richesse des mattes se trouve ainsi largement compensée par la perte plus forte due à l'impureté des scories.

Le lit de fusion est facile à composer. Au minerai grillé on ajoute les minerais oxydés et natifs pauvres, ou en général tous les minerais peu sulfurés de faible teneur. Comme fondant, on se sert de spath fluor, de calcaire et de scories ferrugineuses riches de l'opération suivante (la fonte de concentration); on repasse aussi les scories des opérations antérieures trop chargées de cuivre pour être menées aux halles comme matières de nulle valeur.

En général, pour environ	1000 kilos de minerais,
on ajoute. . . . .	50 à 100 kilos de fondant calcaire ou fluorique,
et. . . . .	250 à 200 kilos de scories diverses.
<hr/>	
Total. . .	1300 kilos.

La teneur des minerais traités en Angleterre est assez variable. Il y a 40 ans, à l'époque où M. Leplay étudia à Swansea le procédé Gallois, les minerais soumis à la fonte pour mattes tenaient en moyenne 10 pour 100 de cuivre.

La proportion des fondants basiques est calculée de façon à donner des bisilicates comme dans les fours à cuve; cependant, pour hâter l'opération et diminuer les frais de fusion, on se contente parfois de ne fondre qu'une partie des nodules siliceux du minerai. On obtient alors une scorie porphyroïde, sorte de masse vitreuse tenant en suspension des fragments de quartz. Cette pratique est fâcheuse, car la scorie n'est alors jamais bien fluide, ce qui accroît les pertes par entraînement.

Le chargement des minerais et des fondants se fait, en général, comme dans les fours de grillage, à l'aide d'une trémie installée dans la voûte du four; par dessus, on jette les scories à l'aide d'une pelle, parce que les fragments, grâce à leurs fortes dimensions, pourraient endommager la sole en tombant de la trémie.

Chaque four est desservi par deux fondeurs, travaillant pendant 12 heures à tour de rôle. On fait 5 ou 6 opérations en 24 heures. Il faut constamment une température voisine du rouge blanc; aussi brûle-t-on par heure 140 à 150 kilos de houille en moyenne. Dès que la charge est faite, on baisse la porte de travail et pousse activement le feu. Il faut que l'atmosphère du four soit plutôt réductrice qu'oxydante, afin d'éviter la suroxydation du fer dans la scorie, ce qui la rendrait peu fluide. A mesure que la chaleur pénètre la charge, la réaction des oxydes sur les sulfures se produit; il se dégage de l'acide sulfureux au sein de la masse pâteuse, celle-ci est soulevée et labourée par ce dégagement, ce qui hâte les réactions et dispense l'ouvrier d'intervenir avec son ringard. Lorsque la charge est en majeure partie fondue, au bout de 5 heures à 5 heures et demie, il faut cependant que l'ouvrier ramène au centre du bain les débris, ou masses isolées, qui restent encore à l'état solide le long des parois ou sur la sole du four; on pousse en même temps la chaleur au maximum, afin d'achever la fusion des scories et la réaction des sulfures ferreux sur les oxydes. Quoique la porte de travail soit placée au voisinage du rampant et que l'air froid aspiré ne passe pas sur le bain lui-même, toute ouverture de la porte de travail n'en est pas moins préjudiciable, puisqu'on arrête ainsi le tirage proprement dit au travers de la chauffe; il faut donc ouvrir la porte le moins souvent possible et abrégier, autant que faire se peut, ces périodes de brassage. En général, vers la fin de la quatrième heure, lorsque le four marche bien, la fusion est terminée et le bain tout à fait calme, ce qui annonce la fin des réactions chimiques. On procède alors à la coulée des scories qui couvrent le bain de mattes, ou plutôt c'est en réalité une sorte d'écémage; car les scories sont pâteuses, grâce au peroxyde de fer qui s'est formé et aux nodules quartzeux non fondus qui restent en suspension dans le silicate. On les tire donc hors du four à l'aide d'un râble et les amène dans un bassin plat en sable, creusé dans le sol de l'usine, au-devant de la porte de travail. A la suite du premier bassin s'en trouvent une série d'autres qui se remplissent à leur tour par le trop-plein du premier; on ne peut éviter que



des grains de mattes ne soient entraînés par les scories, mais du moins ils se logeront en grande partie au bas du premier bassin, de sorte qu'il suffira d'examiner, après complet refroidissement, ce premier pain de scories, et en retirer, après concassage, les parties cuivreuses qu'il faudra recharger lors d'une nouvelle opération. On cherche aussi à diminuer les chances d'entraînement en laissant une mince couche de scories de 250 à 300 kilos au-dessus de la matte en fusion, réunie au centre du bassin intérieur. Quant à la matte même, on ne la perce que de deux en deux opérations, pour avoir une coulée d'au moins 600 kilos. On recharge donc immédiatement le four à nouveau, et règle la seconde opération comme la première. Enfin, lorsque les scories de la seconde charge sont, à leur tour, tirées du four, on perce le trou de coulée aboutissant au fond du bassin intérieur, et on amène la matte fondue en filet mince pour la grenailier dans le chaudron rempli d'eau. La coulée doit être assez lente, pour durer dix minutes par 550 à 600 kilos de matte à grenailier. Une coulée plus rapide pourrait provoquer une explosion par la décomposition de l'eau.

On laisse, au reste, à chaque coulée, une faible nappe de mattes au fond du bassin, afin que la nouvelle charge de minerai adhère moins à la sole et fonde plus vite.

En fin de compte, ces deux opérations consécutives durent 9 heures en moyenne, y compris les chargements et les coulées. Aussi, à cause des réparations assez fréquentes qu'exige la sole du four, ne doit-on pas compter sur plus de 5 opérations par 24 heures.

Les 1300 kilos de chaque charge donnent finalement 300 à 320 kilos de mattes, 800 à 850 kilos de scories et 150 à 180 kilos de soufre, oxygène, eau, acide carbonique, fluor, etc., volatilisés.

La matte renferme, en moyenne, 50 à 55 pour 100 de cuivre et de fer, près de 50 pour 100 de soufre et 2 à 5 pour 100 de métaux étrangers; elle est, comme on voit, moins ferreuse et plus sulfurée que les mattes bronzes provenant des fours à cuve. C'est un composé de  $\text{Cu}_2\text{S} + 2\text{FeS}$ , ou en général de  $n\text{Cu}_2\text{S} + m\text{FeS}$  avec léger excès de soufre.

L'analyse d'un mélange de très nombreux échantillons a donné à M. Leplay :

Cuivre . . . . .	0,557
Fer . . . . .	0,556
Nickel, cobalt et manganèse. .	0,010
Étain. . . . .	0,007
Arsenic. . . . .	0,005
Soufre. . . . .	0,292
Scorie mélangée. . . . .	0,041
	<hr/> 0,996

La scorie renferme, d'autre part, environ :

- 50 pour 100 de quartz non combiné,
- 2 pour 100 de fluorure de calcium,
- 65 à 66 pour 100 de bisilicates de fer, alumine, magnésie, chaux, etc.,  
où les bases autres que le fer n'entrent guère  
pour plus de 7 à 8 pour 100, et
- 2 pour 100 de sulfures entraînés par la matte.

Cette proportion de mattes cause une perte de 6 à 7 millièmes de cuivre, sans compter celle qui résulte de la volatilité du métal.

Le quartz non combiné accuse une proportion insuffisante de fondant. Il y aurait avantage à ajouter au minerai du calcaire ou de la dolomie, et à opérer la fusion au four à cuve, où les frais de main-d'œuvre et de combustible sont moindres qu'au réverbère.

Par tonne de minerai on consomme, en effet, 750 à 800 kilos de houille, au lieu de 150 à 200 kilos de coke, et le travail est plus pénible au réverbère qu'au four à cuve. Au reste, toutes les fois que la nature de l'opération laisse le choix entre le réverbère et le four à cuve, ce dernier offrira toujours, au point de vue de l'utilisation de la chaleur, un avantage considérable. Par tonne de minerai fondu, la main-d'œuvre est de  $\frac{2}{5}$  de journée.

### 3° Grillage de la matte bronze.

Comme on vient de le voir, la masse à traiter est réduite au tiers par les deux premières opérations : chaque tonne de minerai fournit 500 à 550 kilos de matte grenillée. Sous cette forme de grains arrondis, ayant la grosseur de la poudre à canon, la matte est de nuance brune, mais, coulée en saumons un peu forts, elle est olivâtre, ou couleur bronze, dans les cassures fraîches. Le grillage se fait, en général, dans des fours de même forme que ceux qui servent au traitement des minerais, mais on peut employer également des fours à une seule rangée de portes, de 2 mètres de largeur sur 10 à 14 mètres de longueur, ou bien encore les fours à *tablettes* ou à *cascades* précédemment décrits (p. 84 de la *Métallurgie générale*).

La matière grillée, devant être fondue au réverbère, et non réduite au four à cuve, il faut y laisser du soufre qui servira à la réduction de l'oxyde de cuivre. Au reste, comme la matte bronze ne contient encore que 50 à 55 pour 100 de cuivre, on préfère, en général, ne pas la transformer directement en cuivre brut, afin d'avoir, en fin de compte, un produit plus pur. On laisse donc dans le produit grillé assez de soufre, pour que le cuivre puisse rester sulfuré, mais autant que possible le cuivre *seul*, c'est-à-dire que le produit utile de la deuxième fonte doit se rapprocher de la matte *blanche*, dont la formule est  $\text{Cu}^2\text{S}$ , à savoir :

Cu. . . . .	80
S. . . . .	20
	<hr/>
	100

Si l'on grillait plus fortement, la fonte réductive qui succède au grillage donnerait du cuivre brut chargé de fer, de zinc et de la majeure partie des métaux étrangers que renferme la matte bronze. Dans le cas de minerais ordinaires, relativement purs, on élimine au maximum 60 pour 100 du soufre de la matte en question, et nous verrons, lors du traitement des minerais impurs, qu'on chasse même bien souvent moins de 50 pour 100 du soufre contenu.

En tous cas, l'opération se fait de la même manière que le grillage des minerais. Il faut même commencer à une température moindre, à peine le rouge sombre, parce que les mattes se frittent plus facilement que les minerais chargés de gangue. Par mètre carré de la sole on peut charger un peu plus que dans les réverbères

du premier grillage, parce que la densité de la matte est plus forte que celle des minerais ordinaires. La hauteur de la charge ne doit cependant pas dépasser 0<sup>m</sup>,15 à 0<sup>m</sup>,20. Sur une sole de 15 à 20 mètres carrés, on traite à la fois jusqu'à 4500 kilos. Toutes les deux heures, l'ouvrier fait une sorte de râblage; vers la fin, il hausse la température jusqu'au rouge pour mieux décomposer les sulfates formés. Malgré la faible proportion de soufre qu'il s'agit d'expulser, l'opération n'en dure pas moins 24 à 36 heures, parce qu'on opère sur de fortes charges, et qu'il importe de ménager la chaleur, pour ne pas fritter les grenailles de matte.

La perte de poids est faible, parce que la suroxydation partielle du fer et du cuivre compense en grande partie le départ des 12 à 15 pour 100 de soufre. La matière grillée renferme encore, en général, 50 à 55 pour 100 de matte proprement dite, pour 45 à 50 pour 100 d'oxydes métalliques; soit 10 à 12 pour 100 d'oxygène contre 15 à 15 pour 100 de soufre. Ce second grillage est plus coûteux par tonne de matière que le premier; il faut plus de combustible, parce qu'il se brûle moins de soufre, et le râblage est plus pénible.

On compte par tonne de matte bronze soumise au grillage :

Houille. . . . . 400 à 450 kil.

Main-d'œuvre proprement dite du four sans les transports, 2/3 de journée.

#### 4<sup>e</sup> Fonte de concentration pour matte blanche.

Comme je viens de le dire, la fonte de concentration a pour but la production d'une nouvelle matte se rapprochant du composé Cu<sup>2</sup>S. Si le grillage a été insuffisant, il y reste un peu de fer sulfuré : on obtient alors de la matte *bleue*.

Si, au contraire, le grillage est poussé trop loin, il s'isole un peu de cuivre brut, plus ou moins impur.

En général, pour éviter ce dernier accident, on préfère garder dans le produit un léger excès de soufre, pour avoir une masse qui retienne encore un peu de fer et seulement 72 à 75 pour 100 de cuivre au lieu de 80 pour 100. C'est la transition de la matte blanche pure à la matte bleue proprement dite qui retient 8 à 10 pour 100 de fer.

L'opération se fait dans des réverbères qui ne diffèrent de ceux servant à la fonte pour matte bronze que par l'absence d'un bassin intérieur. La sole est simplement quelque peu concave, avec pente douce vers le trou de coulée placé aussi dans l'une des longues faces latérales, tandis que la porte de travail est au bout de la sole sous le rampant. Une trémie permet le chargement par la voûte. Dans le cas de houille ordinaire, on donne à la chauffe 1/6 à 1/8 de l'aire de la sole.

A la matte bronze grillée on ajoute des minerais oxydés et sulfurés riches, tenant de 25 à 45 pour 100 de cuivre, mais non ferreux et à gangue de quartz.

A ce quartz, on ajoute d'ailleurs, pour la scorification de l'oxyde de fer, des débris de fourneaux plus ou moins cuivreux et parfois du quartz.

On y passe aussi, comme matières cuivreuses, les scories d'affinage et les battitures des ateliers de laminage.

Une charge ordinaire pèse 1600 kil. et se compose de :

Matte bronze grillée. . . . .	1000 kil.
Minerais riches . . . . .	300 à 400
Scories d'affinage et battitures. . . . .	130 à 150
Débris de fourneaux comme fondants siliceux ou quartz. . . . .	150 à 50
	<hr/> 1600 kil.

Les matières pulvérulentes ou grenues sont chargées par la trémie ; puis les moreaux par-dessus à la pelle par la porte de travail.

On lute la porte et pousse de suite activement le feu ; les scories fondent et, en s'infiltrant dans la charge grillée, facilitent la réaction des sulfures sur les oxydes et la fusion de la masse. La matte gague le fond, les scories la surface du bain ; au reste, même après la fusion de la majeure partie de la charge, la réaction continue entre la scorie et la matte, et c'est précisément pour faciliter cette réaction que l'on préfère une sole simplement concave à un bassin proprement dit d'une faible étendue, qui offrirait à l'action de la scorie sur la matte une surface trop faible. L'oxyde de cuivre de la scorie est décomposé par le sulfure de fer de la matte. Pour faciliter ces réactions, on brasse d'ailleurs le bain au bout de quatre heures, et détache des bords de la sole les masses durcies non encore fondues, pour les pousser dans le milieu du bain.

L'opération est terminée vers la fin de la cinquième heure, après un coup de feu. On perce alors le trou de coulée et reçoit la matte, avec la scorie, dans un long bassin extérieur, creusé en forme de rigole de 40 à 50 centimètres de largeur dans un mélange de sable et de fraïsil de coke. La matte se moule en plaques ou pains, la scorie s'en sépare sans peine après complet refroidissement. C'est un protosilicate de fer, à 50 ou 55 pour 100 de silice, retenant 1 à 2 pour 100 d'oxydure de cuivre et au moins autant de mattes riches. Ces scories repassent par ce motif, à la fonte pour matte bronze, ou quelquefois, lorsqu'elles sont exceptionnellement cuivreuses, à la fonte spéciale des scories riches, dont il sera fait mention après l'exposé complet de la méthode générale.

Lorsque les mattes bronzes contiennent du zinc, de l'étain, du cobalt, etc., ces métaux passent en majeure partie, avec le fer à l'état d'oxydes, dans les scories. Le nickel reste plutôt dans la matte. Si le grillage a été poussé trop loin, il se forme sous la matte un peu de cuivre brut impur, retenant la majeure partie du zinc, de l'étain, du cobalt, etc., ainsi que l'arsenic et l'antimoine des mattes. C'est même, comme nous le verrons, l'un des expédients auxquels on a recours pour se débarrasser des métaux étrangers lors du traitement des minerais impurs.

Les 1600 kil. d'une charge pour matte blanche donnent en général :

40 pour 100 de mattes, soit. . . . .	640 kil.
55 pour 100 de scories. . . . .	880
Et 5 pour 100 d'acide sulfureux et autres éléments volatilisés. . . . .	80
	<hr/> 1600 kil.

Dès qu'une opération est terminée, on recharge de suite le four ; il faut cependant réparer la sole de temps à autre, car le sable quartzeux est fortement attaqué par l'oxyde de fer de la matte grillée. Par ce motif on ne peut faire plus de deux

fusions par 12 heures, et tous les trois mois il faut refaire la chauffe et le pont et souvent aussi d'autres parties du four.

Par tonne de matières cuivreuses, soumises au travail, on consomme 940 à 960 kil. de houille et la main-d'œuvre est d'une demi-journée d'ouvrier.

La matte *blanche* produite est d'un gris d'acier à lanielles cristallines ; elle contient 75 à 80 pour 100 de cuivre lorsqu'elle est pure ; mais quand le grillage a été insuffisant, la proportion de cuivre descend à 70 ou 65 pour 100, et le fer y atteint par contre la dose de 5 à 10 pour 100. Cette matte ferreuse est d'un gris noir plus foncé, à reflets bleuâtres ; aussi l'appelle-t-on matte *bleue* pour la distinguer de la matte blanche proprement dite. Nous verrons que, dans le cas de minerais impurs, on cherche même de préférence la formation d'une matte ferrière, peu riche en cuivre.

La matte bleue, ou même la matte blanche, dès qu'elle renferme un peu de fer, est parsemée de cuivre rouge *capillaire*, tapissant les cavités et les fissures de la masse sulfurée. L'état capillaire prouve que le cuivre métallique s'est isolé, pendant la période de refroidissement, lorsque déjà la température était descendue au-dessous du point de fusion du métal. Voici ce qui se passe. La matte bleue fondue est un composé de :



or, lors du refroidissement  $\text{Fe}^2\text{S}$  reprend du soufre au  $\text{Cu}^2\text{S}$ , pour se transformer en  $\text{FeS}$ , en isolant du cuivre métallique. Ce qui le prouve, c'est que le composé  $\text{Cu}^2\text{S} + \text{FeS}$  peut dissoudre une certaine quantité de cuivre par voie de fusion, en transformant  $\text{FeS}$  en  $\text{Fe}^2\text{S}$ , mais, au moment du refroidissement, surtout s'il est lent,  $\text{Fe}^2\text{S}$  reprend le soufre au cuivre dissous, qui s'isole alors à l'état capillaire. La présence du cuivre capillaire dans la matte blanche y annonce par suite toujours celle du fer.

Observons enfin que dans le cas d'une proportion trop forte de cuivre oxydé, il se produit, au lieu de matte blanche pure, un mélange de matte et de cuivre métallique désigné dans les usines sous le nom de *pimpel-métal*, métal à ampoules. Le cuivre s'y trouve sous forme de grenailles, parce qu'il s'est produit par la réaction de  $\text{CuO}$  sur  $\text{Cu}^2\text{S}$ . Enfin, si le soufre seul fait défaut, mais non le fer, on a du *red metal*, ou matte *rouge*, à cause de la surabondance du cuivre capillaire. C'est aussi, comme la matte ordinaire, un composé de :  $n\text{Cu}^2\text{S} + n'\text{FeS} + p'\text{Fe}^2\text{S}$ , mais  $p'$  est plus grand que  $p$  et  $n'$  plus petit que  $n$ , de sorte que la réaction  $\text{Fe}^2\text{S}$  sur  $\text{Cu}^2\text{S}$  est plus énergique.

##### 5° Rôtissage de la matte blanche et fonte pour cuivre brut.

La matte blanche ordinaire est un composé de cuivre et de soufre, contenant au maximum 5 à 10 pour 100 de fer mêlé à de faibles doses de zinc, étain, cobalt, nickel, etc.

On élimine de nouveau le soufre, par oxydation directe d'abord, et ensuite par la réaction de l'oxyde de cuivre sur le sulfure restant. L'opération est ainsi double. On *rôtit* au rouge sombre pour oxyder le soufre et le cuivre, puis un coup de feu amène la réaction et la fusion.

Les réverbères employés sont à sole légèrement concave, comme les fours de

fusion pour matte blanche ; mais on supprime la trémie de la voûte, puisqu'on opère sur de gros pains de mattes et non sur des grenailles. Pour faciliter le chargement, on installe une porte spéciale dans l'une des faces longues du fourneau, en face du trou de coulée, tout en conservant sous le rampant, au bout du four, la porte de travail proprement dite. Le cuivre étant moins fusible que la matte, il faut agrandir la chauffe aux dépens de la sole, de sorte que le rapport des deux aires est ramené à la fraction  $\frac{1}{5}$ , ou même  $\frac{1}{4}$ . Pour faciliter l'oxydation, on installe, comme dans les fours de grillage, un conduit spécial de 10 à 12 centimètres de côté, pour amener directement l'air extérieur sur la sole au voisinage du pont. On ferme bien entendu ce conduit lorsqu'on passe du rôtissage à la période de réaction et de fusion. La sole des fours est, comme toujours, en sable quartzeux, fortement battu et raffermi à la surface par une légère couche de scories cuivreuses.

La charge ordinaire pour une opération est de 2500 à 4000 kil. Chaque pain de matte pèse en moyenne 150 kil. On les empile à jour sur la sole par les deux portes, le four étant chaud. On compte une heure pour ce travail, après quoi on lute les portes. A la matte blanche on ajoute quelquefois du cuivre natif ou oxydé riche.

Le premier rôtissage, les portes étant fermées, dure 6 heures. On évite avec soin la fusion proprement dite, mais on provoque, vers la fin, le ramollissement de la charge. On ouvre alors les portes pour oxyder par l'afflux de l'air et empêcher la fusion des mattes. La masse pâteuse se boursouffle par le dégagement de l'acide sulfureux provenant de la réaction des oxydes sur les sulfures. Cela équivaut à un véritable brassage, favorisant les réactions sans travail de la part de l'homme. Au bout de 4 à 5 heures on referme les portes afin de réchauffer la charge qui tend à se figer. La chaleur ramène la réaction et un nouveau soulèvement de la masse ; enfin, au bout de 18 à 20 heures de rôtissage, on donne un dernier coup de feu, qui doit achever les réactions et la fusion du cuivre brut. Les oxydes métalliques étrangers et même un peu d'oxyde de cuivre s'unissent, d'autre part, au sable siliceux de la sole et à celui qui couvrait les pains de mattes ; il en résulte des scories pâteuses, que l'ouvrier retire avec un râble, de dessus le bain de cuivre par la porte du bout du four.

Après cela, on perce le cuivre lui-même et on le reçoit dans une rigole en sable pareille à celle du four pour matte blanche. L'opération entière dure 24 heures ; et, dès que le four est vide, on procède à une charge nouvelle. Le cuivre obtenu est plus ou moins poreux, à cause de l'acide sulfureux qui achève de se dégager au moment de la solidification ; on l'appelle *blistered copper* par ce motif. Il est plus pur, et, en tout cas, moins *ferreux* que celui des fours à cuve. On l'obtient sous forme de saumons de 40 à 50 kil., grâce aux petites digues en sable, ménagées en travers de la rigole de coulée. Le poids du cuivre brut produit correspond aux 0,60 de celui de la matte blanche. Il renferme en général 0,98 à 0,99 de cuivre et 0,010 à 0,020 de fer et autres métaux, 2 ou 3 millièmes de soufre et aussi quelques millièmes d'oxygène.

La scorie vitreuse, rouge ou brune, renferme 20 à 30 pour 100 de cuivre oxydulé et la plupart des métaux étrangers de la matte traitée. Elle retourne à la fonte pour matte blanche.

Le rôtiage et la fonte pour cuivre brut consomment par tonne de matte riche chargée : houille 600 kil. et main-d'œuvre, journée 0,40.

#### 6° Affinage et raffinage du cuivre brut.

Cette opération est double comme la précédente ; on oxyde à l'origine pour transformer le cuivre *brut* en cuivre *rosette*, et réduit ensuite, pour ramener ce dernier à l'état de cuivre *marchand* ; mais les deux réactions se pratiquent dans le même four et d'une façon continue.

Le réverbère employé ressemble à celui qui sert à la fonte pour cuivre brut. Comme lui, il a une porte latérale pour le chargement et une porte de travail, au haut de sa sole, sous le rampant. Mais, à la place du trou de coulée latéral ; on pratique, dans la sole, un petit bassin hémisphérique, en dedans de la porte de travail, sous l'entrée du rampant, et l'on donne à la sole, dans son ensemble, une légère pente de 0<sup>m</sup>,10 du pont vers le bout du four. Cette disposition permet d'y puiser le cuivre, avec des poches en fer, à la fin de l'opération, pour le couler dans les moules. Un trou de coulée serait incommode, parce que le cuivre pur s'y fige facilement, et ne peut plus alors être enlevé à coups de ringards à cause de sa malléabilité. Le cuivre devant rester constamment fondu, il faut pouvoir développer une température élevée sur la sole ; par suite il faut un vaste foyer et un bon tirage.

Pour le combustible maigre, employé à Swansea, on ne donne à la sole qu'une superficie quadruple de celle de la chauffe, c'est-à-dire une longueur de 3<sup>m</sup>,50, sur une largeur de 2<sup>m</sup>,20 au pont, de 2<sup>m</sup>,50 au milieu et de 0<sup>m</sup>,66 sous le rampant. La cheminée doit avoir 15 à 20 mètres de hauteur.

On peut d'ailleurs, pour cette opération surtout, se servir de gazogène et d'accumulateurs Siemens.

Comme dans tous les fours de fusion, la sole est en sable siliceux, fortement battu et légèrement fritté à la surface. On lui donne jusqu'à 0<sup>m</sup>,80 d'épaisseur, à cause de la tendance du cuivre à s'infiltrer par les plus légères fissures. Disons encore que, pour faciliter le puisement du cuivre raffiné, il ne faut pas donner au seuil de la porte de travail plus de 0<sup>m</sup>,45 de hauteur au-dessus du dallage de l'usine où se tiennent les ouvriers.

Enfin, observons que le cuivre natif, dès qu'il est en grandes masses, subit directement l'affinage comme le cuivre brut, mais les blocs ayant souvent de très fortes dimensions, on ne peut les introduire dans les fours par les portes ordinaires. On pratique dans ce cas une large ouverture dans la voûte du four, et y place après chargement, une voûte amovible, pareille à celles des fours de coupellation employés en Allemagne.

Une grue spéciale sert au chargement des masses de cuivre et à la manœuvre de la voûte mobile. De pareils fours sont usités à la fonderie de *Détroit*, aux États-Unis, pour le traitement du cuivre natif du Lac Supérieur. On pourrait du reste se servir, en pareil cas, d'une disposition inverse : rendre la sole mobile, en l'installant sur un chariot roulant sur rails, comme la sole du four Pernot dans les aciéries.

Quelle que soit d'ailleurs la disposition spéciale du four, l'opération reste la même ; dès que le four est chaud et que l'on a réparé, avec des pelotes de sable argileux,

les parties endommagées de la sole ou des parois, on procède au chargement de 8 à 10 tonnes de cuivre, en laissant pour le passage de la flamme des vides entre les divers pains de cuivre brut. On lute les portes et dirige le feu, de façon à le rendre oxydant sans amener une trop prompte fusion du métal; il faut la retarder d'autant plus que le cuivre est plus impur.

En général, la fusion n'est complète qu'au bout de 15 à 18 heures. L'oxygène se porte alors de l'oxyde de cuivre sur le soufre, l'arsenic et les métaux étrangers. Les oxydes, ainsi formés, s'emparent du sable qui couvrait les pains et corrodent la sole et les parois le long des bords du bain. On brasse alors le métal avec un râble étroit, afin de rendre l'oxydation uniforme, et, vers la vingtième heure, on procède à un nouveau décrassage des scories poreuses qui couvrent le cuivre.

On s'assure de la pureté du cuivre par des essais, pris à la cuiller, et coulés dans un petit moule en fer pouvant contenir 200 à 500 grammes. Tant que le métal n'est pas d'un rouge pourpre intense sans traces de nuances jaunâtres, on prolonge la période oxydante et les décrassages; il faut, en un mot, arriver au cuivre *rosette*, bien oxydulé, à gros grains et cassant surtout à froid. Alors, après un dernier écumage, vers la vingt et unième ou vingt-deuxième heure, on passe à la période réductrice, au *raffinage*. On charge la grille de combustible frais et ferme hermétiquement la porte de la chauffe, et jette sur le bain de cuivre, par la porte de travail quelques pelletées de charbon de bois, qui réagit, comme réductif, sur l'oxydure du cuivre rosette. Mais le charbon qui flotte sur le bain ne peut agir que sur les parties hautes de la masse fluide, aussi faut-il la brasser énergiquement pendant 20 à 25 minutes.

On a recours, à cet effet, au *perchage* (le *poling* des Anglais). C'est moins pénible que le brassage au ringard, et n'a pas l'inconvénient de ramener du fer dans le cuivre. On introduit, par la porte de travail, un gros rondin de bois vert, et on plonge le bout intérieur jusqu'au fond du bain, en pressant son extrémité opposée contre l'arrête supérieure de la porte. Par le dégagement immédiat de la vapeur d'eau et de l'acide pyroligneux, il se produit aussitôt une violente agitation qui ramène sans cesse les couches profondes à la surface du bain. Ce n'est pas là, comme on l'a souvent écrit, une réaction réductrice : ni l'eau, ni l'acide acétique ne réduisent l'oxyde de cuivre; c'est le charbon de bois, à la surface du bain, qui seul agit comme réductif; le perchage a pour unique but le brassage énergique du bain. Dès que la réduction du cuivre oxydulé approche de son terme, on reprend des essais.

On coule, avec une cuiller, un petit lingot de 4 ou 5 centimètres de longueur sur 15 millimètres de diamètre, on le refroidit dans l'eau et l'éprouve au marteau après l'avoir serré dans un étau. Le métal doit être de couleur rosée, difficile à briser, et la cassure d'un bel éclat soyeux avec nerf fibreux très fin. Comme la réduction progresse rapidement, il faut multiplier les essais, à mesure que l'on approche du but; on en prend toutes les 2 à 5 minutes. Il faut s'arrêter à temps, car on peut dépasser le but, obtenir un cuivre à grain moins fin et moins flexible, surtout à chaud, que le métal convenablement raffiné; c'est le cuivre dit *overpoled* dans les usines anglaises. On a eu longtemps que ce cuivre, dont le raffinage était poussé trop loin, avait absorbé un peu de carbone, et l'on attribuait à cet élément les défauts du métal obtenu. Nous avons vu, en parlant des propriétés du cuivre



métallique, que l'on pouvait impunément fondre sous le charbon, dans un creuset, du cuivre absolument pur, sans le carburer, et qu'il ne perdait rien alors de ses qualités; en effet, lorsqu'on affine des cuivres bruts, venant de minerais tout à fait purs, et que tout le soufre a été enlevé par l'affinage oxydant, suffisamment prolongé, on redoute moins de dépasser le but.

Mais voici ce qui arrive en général. Le cuivre raffiné à point retient quelques dix-millièmes de métaux étrangers, et souvent aussi du soufre et de l'arsenic. Eh bien, si l'on veut obtenir, dans ce cas, le maximum de ténacité, il faut laisser dans le métal des traces d'oxygène, qui semblent neutraliser les fâcheux effets dus aux éléments étrangers. Si tout l'oxygène est enlevé, le cuivre, dit *overpoled*, se travaille difficilement à chaud, et devient aussi moins tenace à froid. Il faut, on le conçoit, une pratique consommée pour saisir, dans ce cas, le point précis qui correspond au maximum de ténacité. Au reste, comme je l'ai dit en exposant les propriétés du cuivre métallique, le cuivre impur, même raffiné à point, c'est-à-dire légèrement oxydulé, ne vaudra jamais le cuivre absolument pur; il devient cassant lorsqu'on le fond sous une couverte de charbon.

Le cuivre commun présente d'ailleurs un autre défaut. Avec les métaux étrangers il retient souvent des traces de soufre; or, si l'on y laisse un peu d'oxygène pour neutraliser les fâcheux effets des métaux en question, il réagira sur le soufre et fera *monter* le cuivre dans les moules par le dégagement de l'acide sulfureux. Un expédient simple prévient cet accident; il suffit de jeter dans le cuivre un peu de plomb, qui s'empare de l'oxygène et empêche sa réaction sur le soufre. Les affineurs y recourent même trop souvent pour s'éviter la peine de prolonger la période oxydante jusqu'à l'entière expulsion du soufre et de celle de la plupart des métaux étrangers. Cette latitude ne devrait leur être laissée que dans le cas seulement où les cuivres bruts renferment de l'antimoine. On ajoute alors, après le premier décarasse,  $\frac{1}{2}$  à 1 pour 100 de plomb, selon l'impureté des cuivres. Le plomb favorise le départ de l'antimoine en provoquant la formation de l'antimoniate de plomb; mais on ne parvient jamais alors à se débarrasser entièrement du plomb ajouté ni même de l'antimoine que le plomb devait éconduire. Parmi les autres métaux difficiles à expulser, on peut aussi citer le nickel, le bismuth et le tellure, ce dernier d'après de récentes recherches de M. Eggleston de New-York.

Dès que le cuivre est raffiné à point, on passe à la coulée. A ce moment le tirage du four doit être faible, et l'on conserve toujours un peu de charbon de bois sur le bain pour empêcher sa réoxydation. Le métal est puisé avec des poches en fer à long manche, enduites d'argile et bien séchées; chacune d'elles tient 15 à 20 kil. Pour que l'opération se passe rapidement, on a pour ce travail une équipe spéciale de quatre ou cinq ouvriers, qui achèvent le travail en deux heures environ lorsqu'on opère sur 8 à 10 tonnes. On reprend des essais de temps à autre pour s'assurer que le cuivre ne s'est ni réoxydé, ni trop réduit. Si le *juste milieu* n'a pas été maintenu, il faut y revenir par une courte période oxydante puis réductive avec perlage nouveau au besoin; mais les affineurs habiles évitent cet accident.

Le cuivre est versé dans des moules en fonte, enduits d'argile, qui sont carrés, fort allongés, ou ronds, selon que le métal est destiné à être transformé en tôles, barres rondes ou chaudrons.

Lorsque le four est vide, on recommence de suite une nouvelle opération<sup>1</sup>.

Nous pouvons résumer dans le tableau suivant les principaux éléments du traitement des minerais de cuivre par la méthode anglaise.

Nous prenons comme type un minerai d'une teneur d'environ 12 pour 100, moyenne à laquelle les fondeurs cherchent à parvenir en combinant les minerais qui leur arrivent de divers pays. Parmi les minerais que traitent les usines anglaises, il s'en trouve toujours, nous l'avons déjà dit, une certaine proportion qui sont oxydés et n'ont pas à supporter le traitement complet.

Dans le tableau ci-dessus, nous supposons que, sur les 1000 kilos de minerais qui, en tenant compte du déchet, donneront 114 kilos de cuivre raffiné, il se trouve 790 kilos de minerais pyriteux qui subissent tout le traitement.

88 kilos de minerais oxydés pauvres qui sont ajoutés à la première fusion, pour matte bronze.

Et 122 kilos de minerais oxydés riches qui sont ajoutés à la deuxième fusion, pour matte riche.

1. La partie rédigée par M. L. Gruner cesse ici. — La suite a été achevée par M. E. Gruner, d'après les notes et manuscrits de son père.

OPÉRATIONS SUCCESSIVES	POIDS des matières traitées par semaine et par fourneau.	POIDS des matières traitées par tonne de minerais.	BOUILLE consommée.	MAIN- d'œuvre.	FONDBANTS	BOIS	RÉPARATION des fourneaux.	OBSERVATIONS
1° Grillage du minerai.....	40 t.	790 k.	97 k.	0,35	»	»	0',15	Sur les 1000 k. de minerais : 790 k. seulement sont grillés. 88 k. vont directement à la fonte n° 2. 122 k. à la fonte n° 4.
2° Fonte pour matie bronze ( <i>coarse ou shot metal</i> )..	50 t.	$\left. \begin{array}{l} 790 \text{ k. min. grillée.} \\ 88 \text{ k. min. cru.} \end{array} \right\} \frac{878}{878} \text{ k.}$	680 k.	0,56	44 k.	»	0',48	La fonte donne 52 p. 100 de mattes. Soit $\frac{878 \times 52}{100} = 981 \text{ k.}$
3° Grillage de la matie brute..	18 t.	281 k.	115 k.	0,19	»	»	0',04	Les mattes brutes tiennent 50 à 55 p. 100 de cuivre.
4° Fonte pour matie riche ( <i>bleue ou blanche</i> selon la teneur en fer).....	24 t.	$\left. \begin{array}{l} 281 \text{ k. mat. grillée.} \\ 195 \text{ k. min. cru.} \end{array} \right\} \frac{405}{405} \text{ k.}$	580 k.	0,26	»	»	0',52	Les 405 k. donnent 200 k. de matie riche tenant 65 à 70 p. 100 de cuivre.
5° Rôlissage de la matie ri- che et fonte pour cuivre brut ( <i>blistered copper</i> )..	22 t.	200 k.	120 k.	0,08	»	»	0',07	Les 200 k. de matie donnent 60 p. 100 de cuivre brut tenant au plus 1 p. 100 de fer.
6° Affinage et raffinage du cuivre brut.....	60 t.	120 k.	60 k.	0,12	»	5 k.	0',10	Les 120 k. de cuivre brut donnent 114 k. de cuivre marchand.
CUIVRE MARCHAND PRODUIT..		114 k.	1452 k.	1,56	41 k.	5 k.	1',16	

Ainsi, pour des minerais mélangés dans la proportion d'environ :

79 0/0 de minerais pyriteux à la teneur moyenne de 8 à 9 0/0,

9 0/0 de minerais oxydés à la teneur moyenne de 9 0/0,

12 0/0 de minerais oxydés riches à la teneur moyenne de 50 0/0, par la méthode anglaise, la consommation de houille atteint 12 à 14 tonnes par tonne de cuivre marchand, et il faut de 15 à 14 journées d'homme pour produire une tonne de cuivre.

Aussi, en Angleterre, compte-t-on, pour le traitement d'une tonne de cuivre marchand, 550 francs. C'est le chiffre que l'on retranche de la valeur résultant de la teneur du minerai.

Nous verrons plus loin que, au moyen de l'appareil Bessemer, les frais de traitement de minerais de même teneur ne dépassent pas 150 à 180 francs. Ils sont donc réduits de moitié.

Nous avons vu précédemment que par la méthode suédoise, pour des minerais pauvres (à 3 1/2 ou 4 pour 100 de cuivre), la consommation de combustible monte à 17 ou 18 tonnes de bois, charbon de bois et coke. Mais que, par contre, pour des minerais riches à 20 pour 100, la consommation ne dépasse pas 2 1/2 à 3 tonnes.

Il est donc permis de dire que, pour des minerais de teneur moyenne (12 pour 100), la consommation ne dépassera pas 5 à 6 tonnes, par la méthode suédoise, soit la moitié de la consommation par la méthode anglaise.

Si nous comparons, *opération par opération*, les méthodes suédoises et anglaises, nous pouvons dire :

1<sup>o</sup> Le *grillage* des minerais, dans la méthode suédoise, est moins coûteux et plus simple. On doit le préférer toutes les fois que le minerai est en morceaux.

2<sup>o</sup> La *fusion pour mattes brutes* se fait mieux et avec une consommation moindre au four à cuve qu'au réverbère; aussi le déchet est-il moindre dans la méthode suédoise que dans la méthode anglaise. Les scories de cette première fusion, qui sont les seuls rejetées, toutes les autres étant repassées, ne contiennent en Suède pas plus de 2 à 5 millièmes de cuivre, tandis qu'en Angleterre elles contiennent en général au moins 5 millièmes de cuivre. Cette teneur plus élevée provient de la nature visqueuse des scories qui, par suite, entraînent mécaniquement des globules de mattes.

Par contre, les mattes obtenues au four à cuve sont plus riches en fer, ce qui augmente le poids des matières soumises aux opérations suivantes.

3<sup>o</sup> Le *grillage des mattes*, comme celui des minerais, consomme moins de combustibles dans les cases que dans le réverbère; mais l'expulsion des matières étrangères est mieux réalisée dans ce dernier four.

4<sup>o</sup> La *fonte pour cuivre brut*, comme la fonte pour mattes, consomme moins de charbon au four à cuve qu'au réverbère; comme le four à réverbère favorise mieux l'oxydation du fer et des autres métaux, on y obtient du cuivre brut plus pur. La consommation est moindre, en Suède, parce qu'une seule opération remplace les fontes nos 4 et 5 de la méthode anglaise.

5<sup>o</sup> Enfin, pour l'*affinage* et le *raffinage*, on doit à tous les points de vue préférer le réverbère.

## V. TRAITEMENT DES MINÉRAIS PAR LA MÉTHODE MIXTE.

En résumé, la méthode suédoise l'emporte pour les premières opérations, et au contraire la méthode anglaise est préférable pour les dernières.

L'affinage et le raffinage par la méthode continentale sont partout abandonnés, même à Atvida et au Mansfeld. Ce changement en entraîne un autre, car les mattes obtenues par la méthode suédoise, au four à cuve, sont moins riches en cuivre; et surtout trop chargées en fer dont elles contiennent généralement 3 pour 100. L'affinage de ces cuivres bruts ferreux par la méthode anglaise serait long et coûteux, et resterait incomplet.

Il convient donc de faire le cuivre brut, lui aussi, par la méthode anglaise.

La Méthode mixte emprunte donc,

A la *méthode suédoise* :

1<sup>o</sup> Le grillage des minerais, en tas, cases ou fours;

2<sup>o</sup> La fonte pour mattes, au four à cuve;

3<sup>o</sup> Le grillage des mattes, en tas, cases ou fours.

A la *méthode anglaise* :

4<sup>o</sup> La fonte de concentration } au four à réverbère.

5<sup>o</sup> L'affinage et le raffinage }

## VI. TRAITEMENT DES MINÉRAIS COMPLEXES PAR LA MÉTHODE ANGLAISE OU EXTRA-PROCESS.

Nous avons vu, en parlant de la méthode suédoise, que le traitement ordinaire subit des modifications importantes, soit que l'on ait à employer des minerais oxydés comme à Nisché-Taguisk, Szaska, Perm ou Chessy, soit que l'on doive tirer le meilleur parti possible de minerais sulfurés complexes et impurs, comme au Mansfeld et au Hartz.

La méthode anglaise subit également des modifications importantes, quand, avec un minerai de qualité ordinaire, on se propose d'obtenir un cuivre de qualité supérieure, ou encore quand, avec un minerai très impur, on veut au moins obtenir un cuivre de qualité passable.

Les modifications sont de deux sortes :

1<sup>o</sup> On multiplie les fontes de concentration ou fontes pour mattes *riches*.

2<sup>o</sup> On retrace à part les scories des fontes de concentration, lorsque ces scories proviennent de minerais impurs.

1<sup>o</sup> *Méthodes fondées sur les fontes de concentration.* Même quand les minerais sont très impurs, les trois premières opérations de la méthode anglaise ordinaire ne sont pas modifiées en général. Cependant quelquefois avec des minerais particulièrement impurs, au lieu de griller les mattes en 24 heures, on prolonge l'opération. On la fait durer 36 et même 48 heures, mais alors, pour ne pas arriver à un produit trop complètement désulfuré, on rajoute du soufre en cours d'opération.

Toutes les deux ou trois heures on projette sur la sole une certaine quantité de pyrite de fer; à chaque nouvelle adjonction de pyrite, il se volatilise une certaine proportion de soufre, et en même temps de sulfure d'arsenic et d'antimoine; quand ensuite on donne un nouveau coup de feu, il se volatilise de l'acide arsénieux et de l'acide antimonieux. En prolongeant ainsi le grillage, et le reprenant comme à nouveau plusieurs fois, on arrive à faire disparaître une notable partie de l'arsenic et de l'antimoine.

Les véritables modifications au procédé anglais sont apportées entre les 4<sup>e</sup> et 5<sup>e</sup> opérations ordinaires par l'intercalation de nouveaux grillages et de nouvelles fontes de concentration. Pour que le soufre ne fasse pas défaut, on ajoute à plusieurs reprises de la pyrite de fer; aussi obtient-on une quantité plus ou moins forte de *matte bleue*, qui doit sa couleur à la présence de 15 à 18 pour 100 de fer à l'état de sulfure.

L'extra-process le plus simple consiste à n'appliquer qu'un seul grillage et qu'une seule fusion supplémentaire.

Par la 4<sup>e</sup> opération, on a obtenu une *matte bleue*; grillée à fond, cette *matte* donnerait par fusion et réaction du cuivre noir; grillée partiellement, et en présence de pyrite de fer, cette *matte* n'a pas perdu assez de soufre, pour donner naissance à du cuivre noir. Par réaction, on obtient une nouvelle *matte*, *pimpel metal* (*matte boursoufflée*).

Cette *matte* riche contient : Cu = 75 à 80 pour 100

$$\begin{array}{rcl} \text{Fc} & = & 5 \text{ à } 2 \quad \text{—} \\ \text{S} & = & 20 \quad \text{—} \end{array}$$

Généralement le soufre n'est pas en quantité suffisante pour la totalité du métal, aussi la *matte* contient-elle en suspension des grenailles de cuivre. Une partie des matières impures, arsenic et antimoine, ont disparu dans le cours de ces deux opérations, qui n'en forment en réalité qu'une seule, puisque la fusion n'est que la période terminale du grillage dans le même four. Quant au *pimpel metal*, il est grillé à mort, et l'opération est terminée suivant la méthode ordinaire.

Ces deux opérations complémentaires sont fréquentes quand on veut obtenir du métal très pur; on obtient le même résultat, sans recourir au grillage, quand on a des minerais riches, oxydés que l'on peut ajouter à la *matte bleue*. On obtient ainsi par simple fusion du *pimpel metal*.

Parfois, dans le cas de minerais très impurs, on opère d'une façon un peu différente. On pousse le grillage un peu plus loin, de façon à ce que, au moment de la réaction, il se précipite *une petite quantité de cuivre métallique*. Ce cuivre brut (*bottoms*) entraîne la plus grande partie des métaux étrangers peu oxydables, tels que le nickel, l'étain, le plomb, l'antimoine, etc. Ce cuivre est quelquefois resulfuré pour être purifié à nouveau; mais le plus souvent il est si impur qu'il est simplement mis à part pour être vendu soit à des usines de désargentation, s'il contient des métaux riches, soit à des fondeurs de bronze ordinaire.

Quand on veut des cuivres de premier choix (*best selected*) on intercale deux séries de grillage et de fusion de concentration.

Dans ce cas le traitement devient dans son ensemble le suivant :

1<sup>o</sup> Grillage des minerais;

- 2° Fonte pour mattes ;
- 5° Premier grillage des mattes ;
- 4° Première fonte de concentration ;
- 5° Second grillage des mattes ;
- 6° Seconde fonte de concentration (donnant du pimple metal à 2 ou 3 pour 100 de fer) ;
- 7° Troisième grillage des mattes ;
- 8° Troisième fonte de concentration (donnant du purple metal et un peu de cuivre brut impur (*bottoms*) ;
- 9° Dernier grillage ou rôtissage ;
- 10° Fonte pour cuivre brut.

### 2° Méthode fondée sur la refonte des scories de rôtissage.

La méthode est fondée sur ce que les scories obtenues à chaque fonte de concentration, contiennent de 15 à 20 pour 100 de cuivre, mais très peu d'arsenic et d'antimoine.

Si donc on retraits ces scories, on peut obtenir un cuivre bien exempt de ces deux corps qui sont particulièrement nuisibles à la bonne qualité du cuivre. Si ces scories ne tiennent pas non plus de plomb, d'étain, de cobalt et de nickel, on obtient du cuivre de très bonne qualité. Si elles contiennent du plomb et de l'étain, on chargera dans le four un mélange de scories concassées, de pyrites de fer ou de cuivre bien purs et de charbon anthraciteux, et on chauffera fortement ce mélange complexe.

Le charbon réagit sur les métaux les plus réductibles et il se forme un alliage dense de plomb, étain et cuivre qui tombe au fond du creuset et par-dessus une matte cuivreuse, matte blanche à 80 pour 100 de cuivre (*white metal*).

Exempt de plomb, cet alliage d'étain et de cuivre est un bronze qui a une valeur importante ; chargé de plomb, cet alliage est d'un traitement difficile et d'un emploi très réduit à cause de sa fragilité.

Quant à la matte blanche riche, elle rentrera dans le traitement ordinaire et donnera un métal pur.

## VII. APPLICATION DE L'APPAREIL BESSEMER A LA MÉTALLURGIE DU CUIVRE.

Cette longue étude du traitement des minerais de cuivre, sur le continent aussi bien qu'en Angleterre, montre que partout, même avec des minerais purs, le cuivre ne peut être obtenu qu'au moyen d'opérations multipliées et avec des dépenses considérables de combustible et de main-d'œuvre.

Ansï, ne voyons-nous les usines à cuivre importantes que dans les pays où le combustible (houille ou bois) est à très bas prix ; et ne voyons-nous traiter les minerais pauvres que dans les pays comme la Suède et l'Oural, où le bois n'a presque aucune valeur et où la main-d'œuvre est à très bas prix.

En Angleterre, grâce à l'importation des quantités considérables de minerais à

teneur moyenne, l'industrie du cuivre a pu se maintenir malgré la hausse de la main-d'œuvre et la baisse des cuivres, baisse causée par les vastes exploitations américaines; mais on néglige de plus en plus les minerais pauvres ou impurs.

En Allemagne, Suède et Russie, l'industrie du cuivre est beaucoup plus gravement atteinte, et pour la relever ou tout au moins la maintenir, il faudrait trouver des procédés plus économiques de fabrication.

Le prix élevé des combustibles a toujours été en France un grand obstacle à la prospérité des usines à cuivre, et en fait il n'y a guère que l'affinage et le raffinage des cuivres bruts qui y soient opérés.

La réussite du procédé Bessemer, c'est-à-dire l'affinage de la fonte sans emploi d'autre combustible que le silicium, le manganèse et le carbone contenus dans la fonte elle-même, a attiré depuis longtemps l'attention des ingénieurs de certaines usines à cuivre. Différents personnes se sont demandé, il y a plusieurs années déjà, si le même procédé ne pourrait pas s'appliquer au traitement des matières cuivreuses? De même qu'au haut-fourneau le minerai de fer est réduit à l'état de fonte, le minerai de cuivre est aussi ramené par une simple fusion, dite fonte crue, en un composé sulfuré brut, formé de cuivre, de fer et de soufre. Dans les deux opérations, on sépare les métaux d'avec les gangues, et dans les deux opérations les produits principaux sont analogues; d'un côté c'est un carbure et siliciure de fer et de manganèse; de l'autre un sulfure de fer et de cuivre. Or si l'on peut, par la simple action du vent, se débarrasser du silicium, du manganèse et du carbone, ne doit-on pas pouvoir enlever aussi, de la même manière, le soufre et le fer, puisque ces deux éléments sont plus oxydables que le cuivre?

Au premier abord rien ne semblerait devoir être plus facile; et pourtant les essais tentés en Angleterre par M. Holway, et par d'autres, il y a quelques années, n'ont pas réussi.

C'est qu'au fond, malgré l'analogie apparente, les circonstances sont, de part et d'autre, assez différentes.

Dans le cas de la fonte de fer, les éléments à oxyder ne dépassent pas 9 à 10 pour 100 du poids de la fonte<sup>1</sup>, tandis que la matte contient rarement, dans le cas le plus favorable, au delà de 50 à 60 pour 100 de cuivre, et en général seulement 15 à 20 pour 100. Il faut donc enlever par oxydation 40 à 50 pour 100 et souvent même 75 à 85 pour 100, puisque les mattes ordinaires ne renferment guère plus de 15 à 25 pour 100 de cuivre<sup>2</sup>.

Outre cela, les éléments étrangers de la fonte, le silicium et le carbone, déve-

1. La composition moyenne des fontes employées dans l'appareil Bessemer est :

	Par la méthode acide.	Par la méthode basique.
Si	2 à 2.5	0.5 à 1
Mn	5 à 4	2.5 à 3
Carbone	4 à 5	4 à 4.5
Ph	"	1.5 à 2.5

2. Par le traitement des minerais ordinaires, les mattes ont les compositions suivantes :

	Premières mattes.	Mattes riches.	Mattes blanches.
Cu	12 à 20	55 à 60	75.5 à 76.5
Fe	60 à 52	20 à 15	1.5 à 0.5
S	25 à 26.5	24 à 23.5	25
Zn, Pb, etc.	5 à 1.5	1 à 1.5	"
	100	100	100



loppent une quantité considérable de chaleur, le premier 7800, et le second 8000 calories; tandis que le soufre et le fer de la matte ne produisent guère plus de 2200 et 1500 calories. Il est vrai que la chaleur spécifique du cuivre est moindre que celle du fer, les deux tiers environ; de plus le poids du cuivre dans la matte est bien au-dessous de la proportion de fer dans la fonte, de sorte qu'en réalité l'affinage de la matte exige moins de chaleur que l'affinage de la fonte. A priori donc, le procédé ne paraît pas impossible; mais on devait s'attendre à des difficultés par suite de la masse énorme de fer à oxyder et à scorifier.

M. J. Holway, après de nombreux essais tentés vers 1877 et 1878 à l'appareil Bessemer, en vint à abandonner cet appareil comme ne convenant pas à ce traitement; puis, après quelques essais dans un four à cuve, abandonna la question.

Vers 1867, des ingénieurs russes avaient déjà essayé sans succès l'emploi de l'appareil Bessemer.

Malgré ces échecs successifs, M. Pierre Manhès, métallurgiste de Lyon, reprit la question vers 1880 dans son usine à cuivre de Védènes (Vaucluse).

Il entreprit ses premiers essais dans une petite cornue Bessemer mobile pouvant contenir une charge de 50 kilog. de mattes. Cette cornue était disposée à la façon de l'appareil Bessemer ordinaire, avec boîte à vent à la base et tuyères verticales injectant l'air de bas en haut dans le bain métallique. M. Manhès opéra d'abord sur de la matte ordinaire de 25 à 50 pour 100 de cuivre, préalablement fondue dans un creuset. Le vent était fourni par une petite soufflerie à piston. Comme on devait s'y attendre, le soufre et le fer s'oxydaient rapidement; le soufre s'échappait à l'état d'acide sulfureux, et l'oxyde de fer formait une scorie fluide avec la silice de la garniture argileuse de la cornue.

Dans les premiers moments tout allait bien; la chaleur développée par la combustion du fer et du soufre suffit pour maintenir la fluidité du bain métallique et de la scorie ferrugineuse. Mais les difficultés survenaient vers la fin de l'opération.

D'une part, à un moment donné, très brusquement, l'allure de l'opération changeait; au brassage régulier produit par l'insufflation du vent, succédait une ébullition tumultueuse avec projections des scories. La réaction devenait si violente que mattes et scories, le tout était projeté ensemble hors de l'appareil. D'autre part, à mesure que le soufre était brûlé, le cuivre métallique, plus dense que la matte, gagnait le fond de la cornue, et s'y refroidissait, par suite de la disparition des éléments combustibles. Les tuyères s'obstruaient graduellement par la solidification du cuivre métallique, ce qui obligeait de couler le métal, avant épuration complète de la partie haute du bain. Là on retrouvait constamment un reste de matte, moins dense et plus fusible que le cuivre pur.

On a multiplié et varié les essais avec des mattes à teneurs variables en fer et cuivre; mais aussi longtemps que l'on fit usage de la cornue Bessemer proprement dite, avec ses tuyères verticales, les difficultés furent les mêmes. Il fallut toujours arrêter l'opération avant le départ complet du fer et du soufre. C'est, sans doute, ce qui dut arriver aussi en Angleterre, et cela explique l'insuccès des essais que l'on y avait entrepris.

M. Manhès ne se laissa pas rebuter par ce premier échec. Ayant reconnu que la principale difficulté provenait de l'action réfrigérante du vent sur le cuivre épuré, il substitua, aux tuyères verticales, des tuyères horizontales, injectant le vent dans

le bain à une certaine distance au-dessus du fond de la cornue. La boîte à vent de la base fut remplacée par une couronne circulaire creuse, enveloppant la cornue à quelques centimètres au-dessus du fond et pourvue d'une série d'orifices latéraux, injectant le vent horizontalement dans le bain métallique.

Dans l'appareil ainsi modifié, le cuivre ne se figea plus; au fur et à mesure qu'il se produisit, il tomba au-dessous de la nappe de vent, et s'y maintint liquide jusqu'à achèvement de l'opération. On put transformer toute la matte et produire du cuivre ne retenant que 1 1/2 pour 100 de matières étrangères au maximum. Pour parer à la difficulté provenant de l'abondance des scories ferrugineuses, on eut recours à des procédés divers, suivant la nature des mattes soumises à l'affinage.

Avec des mattes riches, à la teneur de 50 à 60 pour 100 de cuivre, les scories sont peu gênantes; en ajoutant du quartz, on diminue la corrosion des parois; en introduisant dans la cornue une certaine quantité de fontes manganésées, on donne plus de fluidité aux scories, etc.

Avec des mattes pauvres, la quantité de scories devient telle que, pour achever l'épuration il faut se débarrasser de ces scories, et au besoin même opérer en plusieurs fois.

Bref, ces essais préliminaires, poursuivis pendant une année à l'usine de Védènes, prouvèrent qu'il était non-seulement *possible*, mais encore *facile* de transformer rapidement les mattes de cuivre en cuivre rouge retenant seulement 1 à 1 1/2 pour 100 d'éléments étrangers.

L'application industrielle du procédé a été réalisée à l'ancienne fonderie royale d'Éguilles, près de Sorgues (Vaucluse), où l'on dispose d'une puissante chute d'eau<sup>1</sup>. On y a installé trois demi-hauts fourneaux pour la fusion des minerais, deux cubilots pour la refonte des mattes et trois convertisseurs d'assez grande dimension pour la transformation de la matte en cuivre brut. Cet atelier a été mis en marche dans les derniers mois de 1881.

Sous peu, un second atelier, composé également de trois appareils, identiques aux premiers, et des fours de fusion correspondants, sera complètement installé. Actuellement, avec trois appareils qui marchent à tour de rôle, la production mensuelle varie de 85 à 100 tonnes de cuivre rouge.

Le développement de la fabrication est arrêté par la difficulté très grande de se procurer des minerais de cuivre. En France, il n'existe que très peu d'exploitations de minerais de cuivre; la difficulté d'opérer la vente de petits lots de minerais a empêché jusqu'ici la mise en exploitation de gisements connus; quant aux minerais étrangers (Italie, Espagne, Asie Mineure, etc.), ils sont achetés depuis de longues années par les usines anglaises et il est difficile d'amener les exploitants à abandonner leurs anciens acheteurs.

Peu à peu cependant, un courant d'importation s'établit vers Marseille et tout le minerai que l'on peut se procurer est de suite traité.

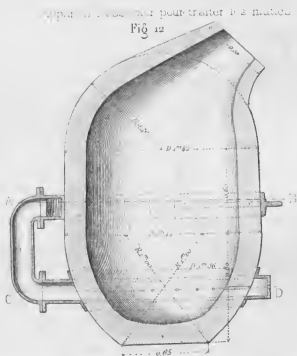
Tout le cuivre produit est affiné et raffiné à l'usine, dans un four d'affinage ordinaire à la houille; la production totale est laminée à l'usine de Védènes, qui le travaille sans aucune difficulté.

1. L'usine est dirigée par M. David, ancien élève de l'École centrale, qui a conduit tous les premiers essais à l'usine de Védènes.

Les minerais employés sont des plus variables ; ce sont des pyrites cuivreuses de Saint-Georges d'Heurtières, dans la Haute-Savoie, pures mais pas très-riches ; des minerais riches mais impurs provenant de l'Aveyron ou des Pyrénées, ou encore des minerais purs de Toscane contenant de 7 à 15 pour 100 de cuivre et 50 à 40 pour 100 de fer. On a même passé des minerais contenant jusqu'à 10 à 15 pour 100 d'antimoine comme ceux de Tadergount en Algérie.

Ces minerais sont souvent employés en mélange avec des pyrites grillées pour la fabrication de l'acide sulfurique, avec des débris de fonderie et du cuivre de ciment.

Suivant la nature chimique et l'état physique des minerais, on les fond dans des



deuxièmes fourneaux de 5 mètres de hauteur ou dans des fours à manche ne dépassant pas 2<sup>m</sup>,50 de hauteur.

La variabilité extrême des minerais est une des grandes difficultés de la marche actuelle, car d'un jour à l'autre on est amené à produire, soit des mattes pauvres à 20 ou 25 pour 100 de cuivre ; soit des mattes riches à 49 et même 50 pour 100.

L'allure de l'opération Bessemer, ses phases successives sont très variables suivant la richesse et la composition de la matte chargée.

Quand, par un approvisionnement régulier en minerais, l'usine pourra produire des mattes à une teneur en cuivre toujours la même, la fabrication deviendra des plus simples.

Comme l'indique le dessin ci-joint (fig. 12), les cornues dont on se sert à Éguilles

ont intérieurement 4<sup>m</sup>,40 de diamètre et ont 2 mètres de hauteur totale. C'est un cylindre terminé par deux calottes sphériques : l'une pleine qui sert de réservoir pour le cuivre fondu placé ainsi au-dessous du niveau des tuyères, l'autre percée d'un orifice muni d'un bec recourbé.

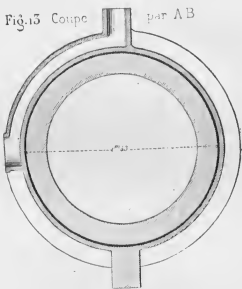
A la base de la partie cylindrique, à environ 50 centimètres au-dessus du fond, se trouve la couronne à vent circulaire, munie de 18 orifices pour l'air (fig. 14).

L'appareil est garni intérieurement d'un pisé formé de terre de Bollène amaigrie par du sable siliceux de Mornas. — Le vent pénètre par 18 petits orifices de 1 centimètre de diamètre percés dans des briques de 20 centimètres de longueur.

La marche de l'opération diffère peu de la marche d'une opération pour fonte de fer.

La cornue, chauffée au rouge, reçoit une charge de 1000 kilogrammes de matte

Fig. 13 Coupe par A B



Cercle des tourillons

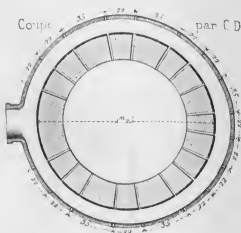


Fig. 14 Cercle des tuyères

fondue; on donne le vent sous une pression de 25 à 30 centimètres de mercure, et l'opération commence comme pour une usine à acier.

La température s'élève rapidement; des vapeurs sulfureuses blanches, épaisses, se dégagent dans une gaine qui est en relation avec une grande cheminée de 50 mètres de hauteur. Après 15 à 20 minutes de soufflage, durée variable d'ailleurs d'après la richesse de la matte, les fumées s'éclaircissent. Si ce sont des mattes pauvres, il faut couler rapidement, sans cela une réaction tumultueuse se produit, et les projections deviennent subitement considérables.

Avec les mattes riches, l'opération se termine facilement, et on obtient du cuivre à 98 ou 99 pour 100 et des scories à 3 ou 5 pour 100 qui sont repassées au four à cuve.

Dans le même appareil on ne pouvait à l'origine faire que 10 à 12 opérations au

maximum; et souvent même, après 7 ou 8 opérations, la garniture était complètement corrodée

Actuellement, avec les mêmes mattes, on est arrivé à faire régulièrement 15 à 16 et souvent 18 opérations. Le tout est d'empêcher les scories très ferrugineuses d'attaquer trop fortement les parois.

Comme pour la fabrication de l'acier par le procédé basique, le principe était connu; mais il fallait arriver, par des détails souvent d'apparence très secondaires, à préparer une garniture solide, et à la préserver le mieux possible contre une détérioration rapide.

L'expérience journalière amène encore des modifications de détail dans la conduite de l'opération; mais les dispositions principales de l'atelier et de l'appareil n'ont subi depuis dix-huit mois aucune modification.

On peut donc affirmer que le procédé marche dans des conditions industriellement pratiques.

On ne se contente pas, à l'usine d'Éguilles, de traiter des mattes pures; on traite aussi des mattes plus ou moins arsenicales, antimoniales, plombées, zincifères, stannifères, etc.

Tous ces éléments étrangers sont scorifiés ou volatilisés.

D'après les méthodes anciennes de traitement, on comprend le départ du plomb, du zinc et de l'étain; mais il semblerait que l'arsenic et l'antimoine devraient rester dans le cuivre. Il a été fait des opérations avec des mattes très impures; la facilité du laminage du cuivre produit a prouvé que l'arsenic et l'antimoine avaient disparu presque totalement. Il semble probable que les oxydes de ces deux corps sont entraînés mécaniquement par la masse de vent; de sorte qu'aussitôt oxydés, ils sont emportés par le vent, sans que l'action réductrice du cuivre ait pu se produire.

Le cobalt est en partie scorifié, mais il reste aussi partiellement dans le cuivre.

Quant au nickel et au bismuth, ils semblent se concentrer dans le cuivre. Le procédé Bessemer est donc insuffisant vis-à-vis de ces deux corps, qui ne peuvent d'ailleurs être complètement enlevés par aucune autre méthode actuellement en usage.

L'élimination de l'arsenic et de l'antimoine est un des faits les plus importants à bien constater à cause de l'influence très nuisible de ces deux corps sur la qualité du cuivre marchand; des essais plusieurs fois renouvelés ont montré que ces deux corps disparaissaient au moins en grande partie et que l'on obtenait un métal supportant bien le laminage et les essais ordinaires.

Le cuivre brut obtenu au convertisseur a une composition très constante et qui s'écarte peu de :

Cuivre pur. . . .	98,5 à 98,8
Soufre. . . . .	0,9 à 0,8
Fer . . . . .	0,6 à 0,4
	<hr/> 100

À l'usine d'Éguilles, les machines sont actionnées par une puissante chute d'eau; si l'on devait recourir à la vapeur pour les différentes souffleries, on consommerait de 3 à 4000 kilogrammes de houille par 24 heures pour la production variant de 3 à 4000 kilogrammes de cuivre (soit 100 tonnes par mois).

Pour la force motrice totale, avec cette production réduite, on consommerait donc environ 1 tonne de houille par tonne de cuivre produit.

Pour la fusion des minerais au demi-haut fourneau, on consomme environ 140

150 kilogrammes de coke par tonne de minerai rendant 40 pour 100 de cuivre; c'est donc de ce fait une consommation de 140 à 150 kilogrammes par 100 kilogrammes de cuivre brut.

Pour la refonte des mattes, le chauffage des appareils, etc., on arrive à consommer encore 50 à 60 kilogrammes de coke, par 100 kilogrammes de cuivre.

En tenant compte des déchets, la consommation peut monter à 2 tonnes ou 2 tonnes 1/4 de coke soit 5 tonnes à 5 tonnes 1/2 de houille. Enfin pour l'affinage et le raffinage on emploie 700 kilogrammes de houille par tonne de cuivre.

En résumé donc, en ramenant tout en houille, on consomme environ :

Pour la force motrice. . . .	1000	kilogrammes
Pour les fusions . . . . .	3000 à 5,500	—
Pour l'affinage . . . . .	700	—
Soit en totalité. . . . .	4700* à 5,200	—

La consommation totale est donc d'environ 5000 kilogrammes par tonne de cuivre marchand, tandis que pour des minerais de même teneur, traités par la méthode anglaise, la consommation varie de 13 000 à 16 000 kilogrammes.

La consommation de houille est donc réduite environ au tiers de ce qu'elle est par la méthode anglaise.

Pour un atelier, produisant ainsi 100 tonnes de cuivre par mois, le personnel pour l'ensemble de tous les travaux, approchage des minerais, fonte crue, refonte au cubilot, opération Bessemer, coulée et manutentions diverses, ne dépasse pas 70 hommes, ce qui correspond à environ 20 journées par tonne de cuivre produit. Dans un atelier plus vaste, mieux outillé, produisant plus, ce chiffre diminuerait notablement, car il faut remarquer qu'actuellement à Éguilles la plupart des manœuvres se font à bras (montée des minerais et mattes, mouvement des appareils, décrassage, etc.).

Les frais de préparation de la tonne de cuivre affiné ne dépassent pas à Éguilles 160 à 170 francs, malgré l'élévation des frais généraux et du prix du coke qui revient à 55 francs; en Angleterre, avec un combustible à moins de moitié prix, les frais de traitement sont estimés entre 320 et 350 francs.

Si donc on se trouvait dans les mêmes conditions pour les prix des combustibles, les frais de transformation par l'affinage Bessemer ne seraient que le tiers des frais par les méthodes anciennes.

Dans les pays où l'on peut avoir recours à la force hydraulique, on trouverait dans l'emploi des moteurs naturels une nouvelle source d'économie.

En résumé, on le voit, la métallurgie du cuivre se trouve simplifiée et rendue plus économique. Au lieu de six, huit, dix opérations coûteuses, tour à tour oxydantes et réductives, faites au réverbère pour éliminer successivement le soufre, le fer et les autres éléments, le traitement se compose, dans la nouvelle méthode, uniquement d'une première fonte pour mattes, à laquelle succède directement le travail du convertisseur qui donne un métal plus pur que le cuivre brut ordinaire.

Ainsi donc le travail est finalement réduit de six ou huit opérations à trois.

Je ne veux pas dire que le procédé Bessemer modifiera la métallurgie du cuivre d'une façon aussi radicale que celle du fer ; mais on peut, en tous cas, prédire à la méthode nouvelle un fort bel avenir. La main-d'œuvre et la consommation de houille sont réduites dans une proportion telle que la plupart des usines trouveront avantage à l'adoption de cette méthode. En France, surtout, où la houille est chère, ce procédé permettra d'utiliser des minerais jusqu'à présent inexploités.

#### IV. TRAITEMENT DES MINERAIS DE CUIVRE PAR VOIE HUMIDE

Nous ne nous étendrons que peu sur les différents procédés de traitement par voie humide des minerais de cuivre. En effet, ils ne sont appliqués que rarement et dans des circonstances toutes spéciales.

Pour que ces méthodes puissent être employées avec quelque avantage, il faut que l'on puisse obtenir les réactifs à très bas prix et qu'on ait à sa disposition de très vastes emplacements.

Comme les acides attaquent peu les minerais sulfurés, il faut toujours que les minerais soient oxydés ; une autre condition également essentielle, c'est que la gangue ne soit pas attaquable par les acides (c'est-à-dire qu'elle ne soit ni calcaire, ni magnésienne, ni argileuse), autrement il se perdra une trop forte quantité d'acide. Il est vrai de dire que le plus souvent la gangue des minerais cuivreux est quartzreuse.

Le traitement peut s'appliquer soit aux minerais, soit aux mattes, et sera différent suivant que les minerais sont oxydés ou sulfurés. Il y a lieu de distinguer d'ailleurs le cas où la sulfatation est produite par grillage de celui où elle est le résultat de l'attaque par les acides.

La *sulfatation* peut se faire lentement à froid sous la seule action prolongée des agents naturels dans les vieux travaux de mines. Les eaux qui sortent des anciennes galeries sont plus ou moins chargées de sulfates (à Rio-Tinto par exemple, en Espagne) ; elles sont dirigées dans des rigoles où sont suspendus des débris de ferrailles.

Le cuivre se précipite à l'état métallique. On obtient ainsi sous le nom de cuivre de ciment une masse brunâtre, qui est un mélange d'environ 50 pour 100 de cuivre avec à peu près autant d'hydrate d'oxyde de fer, d'argile entraînée par les eaux, etc.

Les réactions sont les suivantes : à leur sortie de la mine les eaux contiennent du sulfate de sesquioxyde de fer, du sulfate de cuivre et plus ou moins d'acide sulfurique libre. En présence du fer métallique, le cuivre est précipité à l'état métallique et il se forme du sulfate de protoxyde de fer. Mais ce sulfate de protoxyde tend toujours à se suroxyder et à former des sous-sulfates basiques de sesquioxydes insolubles d'un jaune terreux, qui empâtent le cuivre métallique.

Les eaux des mines ne contiennent d'ailleurs pas seulement des sulfates, mais aussi des arsénates, qui sont presque complètement précipités avec les sous-sulfates. Ces réactions secondaires sont si intenses que pratiquement on emploie quatre fois la quantité de fer que nécessiterait théoriquement la précipitation du cuivre. C'est l'un des grands inconvénients de ce mode de traitement. On a tâché d'y parer, soit en opérant la précipitation dans des auges fermées, à l'abri de l'air, à la température de  $100^{\circ}$ ; soit en mélangeant au bain des substances organiques qui puissent exercer une action réductrice (comme par exemple la sciure de bois). Par ces tours de mains, on peut arriver à n'employer que 2 équivalents de fer par équivalent de cuivre.

La sulfatation peut aussi être produite artificiellement par arrosage avec de l'acide sulfurique très léger. C'est ce qui se fait à Chessy pour dissoudre le peu de cuivre que peuvent contenir les pyrites grillées. On fait arriver sur les gros tas de pyrites grillées un courant très lent d'acide sulfurique étendu; on précipite ensuite par le fer le cuivre qui est dans la dissolution. A la longue, dans ces tas arrosés par l'acide, les sulfures qui ont échappé au grillage achèvent de s'oxyder, et on peut arriver ainsi à enlever tout le cuivre contenu.

A Chessy, à Saint-Bel, la production de l'acide sulfureux est la chose essentielle; c'est en vue de la production économique de cet acide que tout est conduit. Mais dans certains cas, on peut conduire l'opération du grillage de façon à obtenir la plus forte proportion possible de sulfates; par un réglage soigné de la température, on peut arriver à décomposer la majeure partie du sulfate de fer, mais à ne pas décomposer le sulfate de cuivre qui est plus stable. C'est ce qui se fait au Mansfeld pour les minerais enpro-argentifères.

A Agordo, près de Trieste, par un grillage à température modérée, en grands tas formés de couches alternatives de menu et de gros, on obtient ainsi des menus chargés de sulfates de cuivre que l'on traite par dissolution et des noyaux sulfurés enrichis en cuivre, qui sont traités par voie sèche.

Quand il faut traiter des quantités un peu importantes de ces minerais grillés, il convient de leur appliquer un lessivage méthodique, c'est-à-dire qu'il convient de faire passer la même eau acide dans une série de réservoirs contenant des produits de plus en plus riches en cuivre. En faisant arriver ainsi l'eau acide pure sur les matières déjà les plus complètement épuisées, on arrive à éviter presque complètement les pertes. Sur une teneur d'environ 2 pour 100 de cuivre, on arrive à Agordo, par un lavage méthodique bien organisé, à ne pas perdre plus de 0,1 pour 100 de cuivre. L'inconvénient de cette méthode, comme de toutes les méthodes par voie humide, c'est d'être coûteuse et lente.

En général, pour précipiter le cuivre, on a recours à du fer métallique, ce qui est très coûteux, surtout dans les pays éloignés des grands centres de consommation.

On a essayé, avec succès, de remplacer la ferraille par des espèces d'éponges de fer, préparées dans des demi-hauts fourneaux, en réduisant les croûtes oxydées provenant du grillage en tas des pyrites pauvres en cuivre.

A l'usine de Faldal, en Norvège, M. Sindig a eu recours à un courant d'hydrogène sulfuré, passant au travers de la dissolution cuivreuse. L'hydrogène sulfuré est obtenu en grand en faisant passer de la vapeur d'eau surchauffée sur des



pyrites incandescentes ; pratiquement on l'obtenait en faisant passer les produits de la combustion d'un gazogène alimenté au moyen de tourbes, de sciure de bois ou d'autres produits très chargés d'humidité, au travers d'un four à cuve où étaient chargées des couches alternatives de combustible et de pyrite.

L'hydrogène sulfuré ainsi produit circulait dans des chambres en présence d'une pluie de sulfate de cuivre dissous. On obtient ainsi du sulfure noir de cuivre pulvérulent, très léger et volumineux, contenant en moyenne 40 pour 100 de cuivre, 50 pour 100 de soufre et de matières bitumineuses et 50 pour 100 d'eau.

Au lieu de traiter les minerais grillés par voie humide, on a cherché dans certains cas à n'appliquer les méthodes par voie humide qu'aux mattes. En particulier en Allemagne, on a traité par sulfatation certaines mattes argentifères, en vue d'en extraire l'argent.

Dans d'autres cas, on a même poussé par voie sèche jusqu'au cuivre brut. Le but du traitement est l'extraction de l'argent.

La description des méthodes rentre donc dans la métallurgie de l'argent ; nous ne les citerons donc que pour mémoire.

A Freyberg, les mattes cuivreuses destinées au traitement par voie humide contiennent 65 à 70 pour 100 de cuivre. Elles sont broyées avec grand soin, grillées progressivement de façon à décomposer les sulfates de fer et de cuivre, mais à laisser subsister le sulfate d'argent. On traite cette masse grillée par une dissolution étendue d'acide sulfurique à la température de 80°. Le cuivre se dissout à l'état de sulfate, l'argent reste en dépôt, mélangé aux sulfates, arsénates, et antimonates de fer et de plomb.

Au Hartz, ce sont généralement les cuivres bruts qui sont traités par voie humide. Ils sont grenaillés et alternativement arrosés d'une dissolution acide à 50° Baumé, chaude (85° centigrades), ou exposés à un courant d'air actif.

Sous la double action de l'air et de l'acide étendu et chaud, l'oxydation et la sulfatation se produisent rapidement. L'argent et les sels de plomb restent insolubles ; le cuivre se dissout peu à peu et finalement on a une dissolution de sulfate de cuivre qu'on peut faire cristalliser ou traiter par le fer, pour précipiter le cuivre à l'état de ciment.

Au lieu d'opérer ainsi, on peut également griller aussi complètement que possible le cuivre brut, et le traiter par l'acide étendu chaud. C'est la méthode suivie à Fahlun, l'argent reste insoluble. Il est essentiel que l'oxydation soit complète par grillage et que l'acide employé soit faible, sans quoi de deux choses l'une : si l'oxydation est incomplète, une partie du cuivre n'est pas dissoute ; si l'acide employé est trop concentré, l'argent est dissous et la séparation manquée.

Au lieu d'acide sulfurique, si l'acide chlorhydrique est fourni à meilleur marché, on peut aussi l'employer. Il dissout également l'oxyde de cuivre soit dans les minerais oxydés, soit dans les résidus de pyrites grillées. Le fer sera toujours employé comme agent de précipitation du cuivre dans la liqueur.

Enfin, au lieu d'employer de l'acide sulfurique préparé à l'avance, on peut préparer l'acide de toutes pièces dans le bain même où l'on veut opérer la dissolution du cuivre. C'est ce qui s'est fait à Stern (sur les bords du Rhin) et à Stadtberg (en Westphalie).

L'acide sulfureux était préparé dans un petit four à cuve ; on chargeait de la

blende ou de la pyrite quartzeuse, en tous cas des matières qui ne risquent pas de se fritter par la chaleur rouge. La combustion se maintient d'elle-même; quand on n'a que de la blende, il convient cependant d'y ajouter un peu de combustible. A l'origine on avait cru qu'on ne pouvait produire la sulfatation qu'en se mettant absolument dans les conditions des chambres de plomb; et pour cela on chargeait de temps en temps du nitre. Mais on a bientôt constaté que, si on a seulement l'acide sulfureux, l'oxygène, l'eau et un oxyde pour lequel l'acide sulfurique a de l'affinité, il est inutile d'avoir de l'acide hypoazotique.

On conduit l'acide sulfureux dans des bassins contenant le minerai de cuivre oxydé. Ce sont de vastes bassins en maçonnerie garnis de bois ou de plomb. Le grillage inférieur est fait en colonnes basaltiques couchées. La couche de matières et d'eau a une épaisseur d'un mètre. L'opération dure pendant des semaines. En effet, la liqueur acide n'est jamais que très étendue et la dissolution ne s'opère que très lentement.

Il faut donc de très vastes bassins pour n'arriver qu'à une production annuelle presque insignifiante.

En résumé, les méthodes par voie humide répondent difficilement à une grande production, à cause des immenses emplacements nécessaires et des nombreuses manutentions que nécessitent les liqueurs étendues. Il n'y a guère qu'au Rio-Tinto, en Espagne, que la méthode par voie humide est appliquée en grand.

Dans la plus grande majorité des cas, on a trouvé avantage à employer la méthode anglaise ou la méthode mixte; et il semble certain qu'avant peu l'introduction du procédé Bessemer, tel que nous l'avons décrit, apportera une modification profonde dans l'organisation des usines à cuivre et dans le traitement des matières cuivreuses.

COMPLÉMENT  
A LA  
MÉTALLURGIE DU CUIVRE

Par M. C<sup>t</sup> ROSWAG

Ingénieur civil des Mines.

---

PRÉLIMINAIRES.

1. La mort de l'illustre professeur de métallurgie de l'École supérieure des Mines de Paris, M. Grüner, a eu pour contre-coup funeste d'arrêter net son magistral et admirable travail sur la *Métallurgie du Cuivre*, que l'*Encyclopédie* a commencé à publier, et dont il reste à traiter encore plusieurs points intéressants : force est cependant d'achever cette matière pour le lecteur. L'humble continuateur auquel ce soin est confié ne peut avoir, évidemment, d'autre prétention que de remplir la lacune par des faits d'expérience patiemment coordonnés, recueillis et amenés à jour, c'est-à-dire conduits jusqu'aux résultats les plus récents obtenus dans cette branche de la métallurgie. Le lecteur ne laissera pas que de regretter sans doute cet ensemble d'idées générales et larges qu'à l'illustre maître il était permis d'émettre en son plein, en embrassant d'un coup d'œil bref et rapide les opérations métallurgiques les plus compliquées — et certes la métallurgie du cuivre est dans ce cas.

Sous sa diction nette et lucide, il pétrissait l'ensemble d'une question, imprimait en quelques lignes la clarté aux descriptions les plus difficiles et les plus complexes : il faisait éclore sous sa plume la caractéristique, le cachet délicat de la manipulation technique. Le travail de M. Grüner est certainement un chef-d'œuvre de précision et de science, dont la conclusion bien trop brève a été faite par le digne héritier du nom et du talent du célèbre ingénieur, son jeune fils.

2. Ce travail, éclairé déjà d'une lumière grandiose par le chapitre des *Principes*

généraux (t. V, Métallurgie. — 1<sup>er</sup> cahier de l'*Encyclopédie chimique*) a été divisé par l'auteur en quatre grandes sections, savoir :

- I. *Propriétés du cuivre.*
- II. *Minerais de cuivre.*
- III. *Traitement des minerais de cuivre par voie ignée.*
- IV. *Traitement des minerais de cuivre par voie humide.*

La section III, entre autres, se subdivise en :

1° Traitement des minerais *purs*, par la méthode continentale (usines d'Atvida et de Fahlun); (Page 110).

2° Traitement des minerais *complexes* par la méthode continentale (usines de Nischné-Taguilsk; de Szaska; des environs de Perm; de Chessy); (Page 131).

3° Traitement des minerais *impurs*, par la méthode continentale (usines du Mansfeld; du Hartz); (Page 154).

4° Traitement des minerais par la méthode anglaise (usines de Swansea; de Saint-Helens); (Page 159).

5° Traitement des minerais par la méthode mixte; (Page 157).

6° Traitement des minerais *complexes* par la méthode anglaise ou *Extra-process*; (Page 157).

7° Application de l'appareil *Bessemer* à la métallurgie du cuivre. (Page 159).

3. Dans toute cette partie si fermement tracée, M. Gruner a réservé (pages 135, 157, 158 et 169) tout ce qui concerne les cuivres ou matières cuivreuses argentifères, en renvoyant les détails à la *Métallurgie de l'Argent* : c'est une lacune qui se trouvera remplie dans cette partie de l'*Encyclopédie*.

Le chapitre qui traite des minerais de cuivre par voie humide est fort court : l'illustre professeur y semble attacher une faible importance. Malgré les observations finales du § IV, p. 167, par lesquelles les procédés par voie humide sont rangés par lui tout à fait en sous-ordre, il nous paraît cependant utile et nécessaire de donner des détails sur ceux qui fonctionnent parfaitement, — quelques-uns depuis des siècles, — et même d'indiquer les nouveaux efforts que la métallurgie moderne tente dans cette voie : l'électricité, ainsi qu'il le pronostique p. 90, § VI des *Procédés métallurgiques* (Principes généraux, *Encycl. chim.*) produit déjà d'assez grandes quantités de cuivre fin pour mériter une petite place. Une certaine opposition latente contre tout procédé métallurgique par voie humide, héritage des opinions de l'Allemagne classique et, en France, des Berthier, Ebelmen et Rivot, mes illustres professeurs, disparaîtra sans doute peu à peu ; car l'avenir n'est-il pas clairement dans cette voie ? Les efforts faits par d'intelligents travailleurs, pour sortir du vieux cercle et sous l'empire du besoin de progresser, même lorsqu'ils n'ont point réussi, ne sont-ils pas dignes d'être consignés, ne fût-ce que pour éviter de nouveaux écueils et de nouvelles dépenses, pour des recherches déjà faites, mais restées ignorées ? N'est-ce pas économiser du temps, de l'argent, des veilles, des fatigues, que de mettre à nu ces résultats, négatifs dans des cas spéciaux, faute de ressources presque toujours ? Je ne puis mieux faire, je crois,

que de citer ici ce que, dans un autre endroit (Métallurgie de la Désargentation des Plombs argentifères), j'ai dit à ce propos :

« Un manuel d'*expériences métallurgiques non réussies* serait certainement le plus utile et le meilleur complément des traités de métallurgie. L'ingénieur et l'industriel ne puisent dans ces derniers que ce qui fonctionne bien, dans des circonstances données, souvent locales ; mais on lui laisse presque toujours ignorer le champ immense des recherches successives, les unes négatives, les autres positives et souvent fort lentes, qui ont amené le perfectionnement..... Il en est ici des ingénieurs comme des capitaines de navire, qui connaissent, par les cartes marines, la ligne à suivre pour arriver à destination ; mais quand ces cartes présentent comme complément l'indication des bas-fonds, des bancs de sable, des récifs, des dunes, des écueils semés sur la route, elles seront pour lui bien autrement précieuses et utiles ; car leur connaissance exacte constitue précisément l'expérience nautique. » Les procédés par voie humide, qui aujourd'hui produisent au bas mot 60 0/0 du cuivre total extrait et livré au commerce et à l'industrie ; quelques considérations générales et statistiques sur l'avenir du cuivre, son commerce, son prix, son marché ; quelques indications sur les essais et analyses des minerais, des mattes, des scories, des métaux alliés, des matières étrangères que le cuivre contient ; quelques prix de revient pour les procédés importants, me paraissent devoir être groupés dans ce *Complément*, parce qu'ils compléteront l'étude générale entreprise, et sous une forme ainsi condensée, ils seront, nous l'espérons, d'une utilité pratique pour l'ingénieur ou le fabricant occupés de la question des cuivres.

Les laitons, bronzes et alliages présentent un grand intérêt industriel et commercial ; mais le beau travail de M. Rousseau, pour la partie chimique pure de l'*Encyclopédie*, est sur ce point tellement complet que je puis m'abstenir de rien dire sur cette matière, au point de vue métallurgique.

Les diverses espèces de minerais cuivreux ; les propriétés du cuivre ; sa fabrication comme cuivre chimiquement pur ; l'état allotropique de ce métal ; les variations de densité, suivant le mode de fabrication ; les remarquables observations faites sur l'espèce de rochage du métal cuivre en se refroidissant ; les soufflures, etc., constituent une étude complète, tout à fait à jour, qui, réunie à celle de M. Gruner, me dispense de revenir sur ces diverses questions, au point de vue du métallurgiste ou du fabricant de cuivre ; car ces derniers trouveront à cet égard tous les renseignements désirables dans cette partie et autres de l'*Encyclopédie chimique*.

4. Le traitement des minerais impurs ayant pour objet d'isoler l'argent et l'or dans des matières cuivreuses : mattes, cuivres bruts ou noirs, speiss, crasses, etc., trouvera donc sa place dans la Métallurgie de l'Argent. Le sujet qui reste à traiter se compose, par suite, de deux parties :

Première PARTIE : *Complément au traitement des minerais de cuivre par voie humide.*

Deuxième PARTIE : *Considérations générales. Analyses et Essais en usage dans les usines à cuivre. Chalumeau. Analyse spectrale. Marchés. Prix et Variations du cuivre.*

Ces deux divisions forment l'objet du présent *Complément*.

La *Métallurgie de la Désargementation des cuivres argentifères et aurifères* fera l'objet d'un traité spécial à part, formant une seconde annexe de la *Métallurgie de l'Argent*, dont la *Métallurgie de la Désargementation des plombs argentifères* constitue une première annexe déjà publiée.

Le lecteur pense bien que, pour ce travail, j'ai mis à contribution les métallurgistes de tous les pays et que je leur suis redevable de la plupart des renseignements originaux que j'ai pu concentrer dans cette étude. Voici une liste des principaux auteurs consultés et extraits quelquefois intégralement, chaque fois que leur pensée m'a paru plus claire et plus simple que ce que j'aurais pu dire.

*Dr J. Percy.* *Metallurgy of Cooper.* — Traduction de MM. Petitgand et Ronna. — Baudry, édit. Paris.

*L.-C. Rivot.* *Métallurgie du cuivre. T. I. des Principes généraux du traitement des minerais métalliques.* — Dunod, édit. Paris.

*B. Kerl.* *Grundriss der Metallhüttenkunde.* — 2<sup>e</sup> édit. 1880. — Arthur Felix, édit. Leipzig.

*V. Leonhardt.* *Jahrbuch für Mineralogie.* 1861.

*Journal of science.* Crookes. V. 42, p. 162. 1874.

*Berg. und hüttenmännische Zeitung.* Une série innombrable d'articles.

*Annales des mines.* 8<sup>e</sup> série, 1855, t. VII, p. 173; 1856, t. X, Rivot. — 6<sup>e</sup> série, 1870, t. XVIII, p. 1. Rivot. — 5<sup>e</sup> série, 1854, t. VI, p. 123. Rivot; 4<sup>e</sup> série, 1848, t. XIII, p. 251. Rivot et Phillips. — M. Moissenet, 1847, t. II, p. 354. Procédés métallurgiques employés dans le pays de Galles. — T. V, 5<sup>e</sup> série, M. Manès; 1824. 1<sup>re</sup> série. T. IX. — M. Haton de la Goupillière, 5<sup>e</sup> série 1855. T. VIII. Mémoire sur les établissements d'Agordo.

*J. Napier.* Perfectionnements apportés à la fonte des minerais de cuivre.

*Journal für praktische Chemie.* Erdmann.

*Coup d'œil sur le travail du cuivre aux usines de Perm.* (Jougovsk et Motovilikinsk), par M. le lieutenant Choubine.

*Bulletin de la Société de l'Industrie minérale.* T. III, 4<sup>e</sup> livraison, 1858. Notice sur les usines à cuivre des Bouches-du-Rhône.

*Revue universelle.* T. II, p. 249. Petitgand.

*Dictionnaire de chimie,* de M. Würtz.

Etc., etc.

## PREMIÈRE PARTIE.

### COMPLÉMENT AU TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE CUIVRE ET DES MATIÈRES CUIVREUSES PAR VOIE HUMIDE.

5. Nous diviserons cette Première Partie en quatre chapitres :

CHAPITRE I. *Caractères généraux des méthodes de la voie humide appliquées aux minerais de cuivre et aux matières cuivreuses.*

CHAPITRE II. *Procédés fondés sur la sulfatation et la chloruration.*

CHAPITRE III. *Procédés mixtes. Procédés fondés sur l'acide acétique et autres réactifs chimiques.*

CHAPITRE IV. *Procédés fondés sur l'électricité.*

## CHAPITRE I.

### CARACTERES GÉNÉRAUX DES MÉTHODES DE LA VOIE HUMIDE APPLIQUÉES AUX MINÉRAIS DE CUIVRE ET AUX MATIÈRES CUIVREUSES.

6. Nous subdiviserons ce Chapitre en six Paragraphes.

§ 1. Principes sur lesquels repose la voie humide.

§ 2. Caractères des minerais.

§ 3. Appareils de grillage et de chloration sèche.

§ 4. Appareils divers pour les autres opérations.

§ 5. Cuivres précipités : Cément ; Sulfure de cuivre, etc.

§ 6. Résidus des opérations.

#### § I. PRINCIPES SUR LESQUELS REPOSE LA VOIE HUMIDE.

7. Nous rappellerons au lecteur, à ce propos, les idées générales émises par M. Grüner dans ses précédentes publications de l'*Encyclopédie chimique*, savoir :

1° *Principes généraux*. T. V, 1<sup>er</sup> cahier, pages 2, 7; 6°; § V, p. 88.

2° *Métallurgie du Cuivre*. § IV. Traitement des minerais de cuivre par voie humide.

Nous dirons qu'en réalité ce qu'on appelle *voie humide* n'est qu'un mélange de la voie humide et de la voie sèche, c'est-à-dire un procédé mixte, dont les limites d'empiètement de l'une sur l'autre, suivant les cas, sont assez indéterminées.

Constituer le cuivre à l'état de sel, soluble soit dans l'eau froide ou chaude, soit dans un réactif liquide bon marché, pour en extraire ensuite le cuivre à l'état métallique ou à l'état de combinaison facile à transformer le cuivre en métal : tel est le but à atteindre. Ce cuivre est presque toujours ensuite traité par voie sèche, ainsi que les résidus d'opération; de plus, pour le constituer à l'état de sel il faut également, presque toujours, employer la voie sèche.

Quand la matière cuivreuse est faible comme teneur dans la masse du minerai ou du produit à traiter, la voie sèche exclusive, qui requiert des quantités considérables de combustible, ainsi qu'on l'a vu pp. 150, 155, 156, 166, est inefficace. Le procédé doit donc être tel qu'il puisse s'appliquer à de grandes portions de matières, et marcher, sinon rapidement, du moins avec des frais de peu d'importance, de manière à laisser un bénéfice au producteur. Voir *Principes généraux*, p. 3.

Comme opération industrielle, le bénéfice d'une opération, que nous désignons



par  $B$ , résulte de plusieurs termes qui peuvent varier considérablement, suivant le procédé technique employé. Si  $S$  désigne la somme des produits totaux en francs par unité choisie (1 T. de minerai, 1 T. de métal, 1 action, 1 part de bénéfice, etc.); si  $M$  indique le coût de la valeur des minerais traités,  $F$  celui des frais techniques,  $F'$  les frais généraux et autres divers de l'opération, — l'équation  $M + F + F' + B = S$  devant toujours être réalisée, pour que  $B$  n'ait ni une valeur nulle ou négative, les autres termes étant également tous positifs, — on ne peut arriver à cette réalisation ( $F'$  étant à peu près constant dans toutes les affaires industrielles), que par des variations dans la somme principale  $M + F$ .

$M$  peut être petit,  $F$  grand : c'est le cas général de la voie humide, où la valeur du minerai est faible;  $M$  peut être grand et  $F$  faible : c'est le cas des métaux précieux. Dans le cas des métaux ordinaires (fer, zinc, etc.), les différences entre les valeurs respectives de  $M$  et  $F$  seront beaucoup moins accentuées. C'est, pour toutes les matières et dans tous les cas, l'ensemble des frais de production  $M + F + F'$ , dans l'égalité ci-dessus indiquée qui réglera l'opération industrielle et financière.

8. Manier, sans transporter au loin de grandes masses pauvres, les manufacturer sur place par conséquent, sont donc des conditions presque essentielles de ce qu'on appelle la voie humide. Les réactifs doivent être à très bon marché, si le minerai se ment vers eux, le combustible surtout, ainsi que ceux qui peuvent constituer le cuivre à l'état de sel soluble; en dehors de l'eau et de la vapeur d'eau employée quelquefois, ces réactifs sont d'ailleurs en petit nombre. Ce sont : l'acide sulfurique, l'acide chlorhydrique et leurs succédanés. L'acide acétique n'est employé, ainsi que beaucoup d'autres corps, l'acide sulfureux, l'hyposulfite de soude, le sulfate de fer, l'ammoniaque, etc., qu'à la condition d'une régénération facile du réactif lui-même ou d'une substance marchande, dans laquelle son coût se trouvera suffisamment compensé. Ainsi : basse teneur et abondance de la matière; combustible, acides sulfurique et chlorhydrique, sel marin et autres réactifs bon marché, et au besoin régénération de l'acide employé : voilà à peu près dans quels termes se meut forcément l'opération technique de la voie humide, pour le métal cuivre.

Lorsque le cuivre est amené de la sorte à l'état soluble, soit de sulfate, soit de chlorure, et, dans quelques cas exceptionnels à l'état d'acétate, de sulfite, etc..., il s'agit de l'expulser de la dissolution à l'état métallique ou à celui de combinaison facile à transformer en matière marchande. Les agents employés pour cette expulsion sont le fer métallique, le zinc, l'hydrogène sulfuré ou les sulfures, la chaux, un courant galvanique, etc. Les solutions qui restent, débarrassées plus ou moins complètement du cuivre, sont alors ou tout à fait de nulle valeur ou plus ou moins utilisables encore; quant aux résidus solides des minerais, ils demeurent aussi dans quelques cas, des matières utilisables et cette valeur entre alors en déduction des frais. Toutes ces variantes, qui constituent autant de monographies distinctes du traitement, sont celles sur lesquelles nous allons essayer de fixer le lecteur.

La nature des minerais; — les appareils pour les prédisposer à fournir le sel cuivreux, sous la forme soluble voulue; — ceux nécessaires au travail des liqueurs qui le contiennent dissous; — l'examen de la nature du cuivre ou produit cuivreux qu'on en tire; — les résidus des opérations — formeront l'objet d'autant de paragraphes spéciaux.

## § II. MINÉRAIS ET MATIÈRES CUIVREUSES TRAITÉES PAR LA VOIE HUMIDE.

9. Nous supposons le lecteur au courant des diverses espèces de minerais de cuivre (Voir pages 102 et suivantes). Les minerais à basse teneur et les matières cuivreuses à basse teneur, soumis au traitement par voie humide, doivent satisfaire une condition importante : c'est que leurs gangues ne soient pas solubles en même temps que le cuivre qui doit être isolé. Les minerais à gangue de carbonate de fer, carbonate de chaux, etc., sont dès lors exclus, s'il s'agit d'employer l'*acide sulfurique* et l'*acide chlorhydrique*. C'est ainsi qu'on a dû renoncer à la voie humide à l'*Eiffel*, *Twistel* (*Berg. und Hütt. Zeit.* 1874. 76, 59, 60, 62). En formant de la chaux vive avec le carbonate de chaux par calcination, et opérant une lévigation pour l'éliminer, on n'a point réussi davantage dans ces usines.

La gangue, qu'on peut essayer de rendre utile, en s'en servant pour aider à créer un dissolvant ou fournir un résidu marchand, est donc un obstacle insurmontable, si elle ne satisfait pas à ces conditions.

Pour le fer, par exemple, qui accompagne le minerai de cuivre d'une façon presque constante, on est heureusement arrivé, dans la plupart des procédés pratiques que nous décrirons, à résoudre plus ou moins complètement le problème. A l'état de sulfate, il gêne presque toujours, mais il peut être exploité comme résidu d'opération à l'état de vitriol vert, d'une certaine valeur, soit calciné, comme oxydant et fournissant de l'acide sulfurique, soit comme dissolvant en solution. Ainsi à l'état d'oxyde de fer insoluble, après grillage et lixiviation du cuivre, il peut constituer un minerai de fer, appelé *purple ore* ou *blue billy*, qui peut se transformer en fonte de fer au haut fourneau; en fer ordinaire, dans les fours à puddler et reconstituer même, à l'état d'éponges de fer, le réactif fer employé pour éliminer le cuivre de sa solution (Voir page 168).

On en tire encore parti comme *ocres*, pour les couleurs, comme poudre à polir et à aiguiser; on est même arrivé à le faire servir comme fondant de minerais de plomb, dans les districts plombeux voisins des usines à cuivre, et assez avantageusement, lorsqu'il contient des traces de plomb ou d'autres métaux utilisables.

Enfin il peut jouer un rôle très sérieux encore comme dissolvant du cuivre à l'état de perchlorure de fer. Nous trouverons ci-après le procédé dit de Hunt et Douglas, et le procédé Detsch, appelé aussi procédé Hermann, qui utilisent ce réactif chloruré pour le traitement des minerais, où le cuivre est à l'état de sulfure.

D'autres matières contenues dans le minerai sont quelquefois encore utilisées : le soufre, par exemple, avec lequel le cuivre est presque toujours combiné, est réalisé soit comme soufre brut, soit comme acide sulfureux, servant à fabriquer l'acide sulfurique, soit comme acide des sels de cuivre, fer et zinc : les vitriols commerciaux (bleu, vert et blanc). Ces rentrées de produits marchands diminuent souvent notablement le prix de revient de l'opération technique dont ils font partie intégrante.

L'antimoine et l'arsenic souvent présents sont généralement peu abondants : ils sont toujours gênants, mais on arrive à s'en débarrasser, surtout par le charbon à

l'état de gaz volatils (p. 108) et par la vapeur d'eau, en présence du soufre des pyrites de fer, comme on le verra ci-après. (Procédés Cumenge et Rivot.)

La silice et le phosphore, qui se trouvent également rarement présents, sont aussi fort durs à éliminer ; on y est cependant parvenu (Voir pp. 100 et 108).

10. Il convient en outre que les réactifs un peu dispendieux, introduits dans le travail, ne soient pas une dépense non régénérée, s'il est possible. Ainsi le chlorure de sodium ou sel marin fournit du chlore et de la soude : la soude se retrouve dans les résidus et s'utilise quelquefois comme sulfate pour la fabrication de la soude. Nous en dirons autant de quelques autres corps plus ou moins fréquemment employés : le nitre, la chaux, etc. ; cette dernière, dans certains procédés, est complètement perdue, après avoir fait son office ; quelquefois elle revient cependant en combinaison, tantôt sous forme de sulfure de calcium, dans les procédés qui emploient l'hydrogène sulfuré pour l'élimination du cuivre, tantôt de chlorure de calcium, qui jouit de la propriété de dissoudre du sulfure de cuivre et peut servir par conséquent de dissolvant. (Procédé Hunt et Douglas.)

11. Les minerais cuivreux et les matières cuivreuses soumis au traitement de la voie humide peuvent se diviser en trois catégories :

1<sup>o</sup> Matières oxydées ;

2<sup>o</sup> Matières sulfurées ;

3<sup>o</sup> Alliages de cuivre et Sulfures métalliques : mattes, speiss, crasses, etc.

Dans la première catégorie se rangent les carbonates, phosphates, silicates, arsénates, etc., qui n'entrent qu'en très petite quantité dans le traitement dont il s'agit : nous n'en ferons donc point une mention spéciale, d'autant mieux qu'ils peuvent en faible proportion recevoir l'application des procédés de la seconde catégorie.

C'est principalement sous la forme de sulfures, de pyrites cuivreuses, chalcoppyrites, sulfures de cuivre, philippsites, pyrites de fer (ces dernières souvent en grande abondance), moins fréquemment de fahlerz, de bournonites, de blendes, de galènes, etc., qu'on trouve la majeure partie des minerais cuivreux soumis à la voie humide : ils composent la base de la seconde et principale catégorie du traitement qui nous occupe.

Les alliages et produits d'usine sont ou des mélanges de métaux ou des sulfures multiples, que nous avons placés dans une troisième catégorie, parce qu'ils procèdent de la voie sèche et donnent généralement lieu, par voie humide, à des traitements complexes pour argent, or, nickel, cobalt et bismuth : c'est à la Métallurgie de l'Argent que nous renvoyons le lecteur, pour la description de leur traitement spécial fort compliqué.

Quelques détails sur quelques districts importants de minerais sulfureux nous paraissent ici opportuns et même nécessaires, d'abord pour faire connaître les conditions des régions cuprifères, dont la production considérable influe d'une façon puissante sur le marché du cuivre (question fort utile à étudier pour le producteur de ce métal), ensuite parce que la connaissance exacte de la nature intime des minerais et de leurs variétés donne la clef des variantes diverses et nombreuses, des procédés de la voie humide.

12. Une remarque sur la plus ancienne des méthodes de la voie humide, avant de passer plus loin.

L'idée de faire passer le cuivre à l'état de sulfate dissous dans l'eau, le moins dispendieux des réactifs, et de précipiter par le fer, à l'état de métal ou cuivre de ciment, la partie utile du minerai, a dû naître naturellement et forcément dans les établissements miniers où se sont trouvés en abondance les gisements de pyrites de cuivre. Les sulfures de fer et cuivre, les pyrites en un mot, sont lentement transformés en sulfates sous les influences atmosphériques, ainsi que sous celles de l'humidité, de la chaleur, de l'acide carbonique, des gaz émanant de la décomposition lente des boisages, de l'action de l'eau qui circule dans les roches et les excavations souterraines. Les sulfates dissous, trouvant leur chemin dans les écoulements des eaux de mines, devenues de la sorte corrosives, il est clair que la présence du cuivre a dû dès lors se révéler rapidement à l'exploitant, par la chute fortuite d'un clou, d'un outil quelconque en fer, dans ces eaux.

L'enduit rouge, de ciment, plus ou moins adhérent, suivant l'état de décapage du fer et d'ailleurs facile à enlever et à gratter, à cause de sa porosité et de son peu de densité, a dû naturellement appeler l'attention sur l'action produite et sur ce mode de recueillir le cuivre : indubitablement ce hasard a dû faire naître le traitement métallurgique fondé sur ce phénomène.

Il n'est pas douteux que, de temps immémorial, les anciens (Carthaginois, Romains, Arabes, Ibères et Espagnols indigènes avant la conquête de l'Amérique) ont pratiqué cette méthode, surtout en Espagne, où les vieux travaux manifestent le passage de mineurs fort habiles. Cela est palpable pour tout visiteur des anciens travaux de mines du district du Rio-Tinto, en particulier.

Le Rio Tinto est un fleuve qui prend son nom (*Rivière Colorée*) de ce qu'il charrie à la mer des eaux rouges, boueuses, chargées d'oxyde de fer et d'acide sulfurique libre. Le traitement à l'acide sulfurique et au fer y est extrêmement ancien, à en juger par les restes et résidus : les eaux corrosives du Rio Tinto proviennent des lavages continuels des dépôts immenses de pyrites qui sur un long parcours longent ses bords, ainsi que ceux de l'*Odiel*.

13. La petite carte de ce district cuprifère, espagnol portugais, connu sous le nom de district de Rio Tinto, Tharsis et Santo Domingo, etc., qu'on trouvera plus loin (fig. 15), témoigne de son importance qui a dû être déjà considérable anciennement; les gisements sont immenses et les minerais en quantités énormes extraits ont été traités, jusqu'à des temps très éloignés de nous, presque exclusivement par la méthode de *cimentation* : c'est le nom qu'on donne à toute méthode par voie humide qui fournit le cuivre, par l'intermédiaire du fer, à l'état métallique ou cuivre de ciment.

Ce district cuprifère est de ceux précisément qu'il est intéressant d'étudier, pour le producteur en cuivre, au double point de vue de la production minière, qui aujourd'hui est des plus grandes et du traitement métallurgique : la méthode de la précipitation du cuivre par le fer, à l'état de ciment (en espagnol, *cascara*), — qui a produit des millions de tonnes de cuivre dans le passé et en produira longtemps encore, — est actuellement en pleine vigueur, sur de nombreux points de la région; des perfectionnements assez récents, pour améliorer les rendements des

usines, ont été tentés et menés à bonne fin, perfectionnements qui ont pour base la nature même du minerai. Ajoutons que le district de Rio Tinto, en particulier, a la plus grande influence sur le marché général du cuivre par ses produits, marché jadis réglé presque exclusivement par les provenances américaines et celles dont Swansea est le centre au pays de Galles.

La production et l'extension minières de cette région sont aujourd'hui telles, qu'on peut affirmer que les cuivres de Rio Tinto (sous ce nom on désigne pour 60 pour 100 les cuivres de Rio Tinto même, et pour 40 pour 100 ceux de Tharsis et Santo-Domingo), s'ils ne font pas la loi sur le marché de Swansea, la métropole anglaise du cuivre, tout au moins le dominent largement. A ce propos disons aussi que l'Angleterre, se trouvant évidemment partout où il y a du cuivre, ayant l'habitude séculaire de monopoliser ce métal, ne passant jamais à côté d'une richesse cuprifère quelconque, dans quelque partie du globe qu'elle se trouve, sans l'examiner et la faire sienne, si la richesse est quelque peu probable, est aujourd'hui devenue la maîtresse récente du district de Rio Tinto, qu'elle a enfin acquise du gouvernement espagnol.

14. L'acide sulfurique, destiné à dissoudre le cuivre des pyrites, à l'état de sulfate, se fait, naturellement, nous venons de le dire, par l'action lente de l'atmosphère, par transformation (oxydation) du soufre de la pyrite cuivreuse en acide sulfurique; toutefois l'action du métallurgiste intervient pour favoriser, par des moyens artificiels, généralement peu coûteux et par suite souvent rudimentaires et incomplets, la formation de l'acide ou du sulfate qui doit en résulter. Le procédé naturel est lent et paresseux : il faut des années pour sulfater naturellement un minerai; d'après les expériences et la tradition des mineurs de Rio Tinto, il ne faut rien moins qu'un laps de 40 ans, dans l'intérieur des mines, et de 20 ans, à l'air libre.

15. Du besoin d'aller vite est né le grillage en bloc ou tas, qui est encore fort lent, car, dans certains appareils, il ne faut pas moins de 7 à 8 mois pour atteindre la complète réalisation du cuivre contenu dans le minerai.

Si le Rio Tinto charrie de temps immémorial des eaux corrosives dont on se plaignait fort jadis et dont on se plaint encore, le grillage à son tour a produit des ravages considérables dans la végétation et les conditions hygiéniques de la région. Rien de plus tristement désert et désolé que les environs des usines cuivreuses de ce district, où l'on expulse le soufre des minerais à l'état d'acide sulfureux dans l'atmosphère. Le choléra, croit-on, est mis en fuite par ces émanations et, de fait, le fléau asiatique n'a point sévi, paraît-il, sur ces points, lorsqu'il décimait au contraire les populations environnantes; mais ce n'est là qu'un palliatif et un dédommagement insuffisant, presque platonique, dirons-nous, en dehors des périodes d'épidémie.

Il a été grillé en 1877, en plein air, dans les usines de Rio Tinto, Tharsis et Santo Domingo, d'après M. R. Wimmer, plus de 500 000 tonnes de minerai pyriteux. Ce sont donc près de 225 000 tonnes de soufre transformées en acides sulfureux et sulfurique, d'après les teneurs en soufre du minerai, dont le lecteur se rendra compte tout à l'heure, par l'examen des analyses que nous donnerons ci-après. A la dose de 5 pour 100 d'acide sulfureux, l'air est irrespirable et nuisible; il y a donc eu 7 millions de mètres cubes d'air infectés dans cette seule année!

16. L'oxydation du soufre est une grosse question. La ville de Swansa, la capitale du cuivre, la métropole du cuivre, comme on l'appelle en Angleterre, où des masses considérables de soufre sont également lancées dans l'atmosphère depuis de longues années, est, elle aussi, vouée aux sombres nuages, qui planent constamment sur son golfe, ses maisons et sa vallée; on s'y fait: c'est la richesse du pays. Partout où le soufre est chassé de la pyrite, et même partout où le soufre natif est exploité par la méthode des *calcaroni* (Sicile, Huellin, Lorca, Almeria, etc.), les fumées d'acide sulfureux constituent des atmosphères malsaines et stérilisantes; aussi des procès sans nombre, à cause de ces influences sur l'hygiène publique et sur les propriétés privées, sont-ils toujours pendants, dans tous les districts à minerais sulfureux sans exception. Le grillage, en appareils clos, avec les perfectionnements modernes, est presque exempt de ces terribles inconvénients: il serait, croyons-nous, philanthropique et rigoureusement pratique de les créer là où ils manquent et même de les exiger légalement.

17. Nous aurons plus loin occasion de donner d'amples détails sur le grillage, pour *sulfater* les minerais de cuivre *artificiellement*. Les perfectionnements métallurgiques ont porté principalement sur la transformation du sulfure en sulfate par un grillage plus logique, moins barbare, comme dit M. Grüner; puis, sur la dépense en fonte de fer nécessaire pour précipiter le cuivre de la liqueur sulfatée. Cette dépense n'était rien moins que de 2 tonnes de fonte de fer, en Espagne, et maints autres points, pour 1 tonne de cuivre raffiné, soit de 1,40 de fonte pour 1 tonne de cuivre de ciment. C'est, on le voit, un réactif fort coûteux, car son rôle exact est de prendre la place du cuivre dans la réaction, de sorte que 1 de cuivre éliminé exige 1,40 de fer dépensé: aujourd'hui grâce aux modifications apportées, un de cuivre éliminé ne correspond plus qu'à 1 de fer métallique dépensé. Dans cette partie de la péninsule ibérique, appelée district de Huclva, Rio Tinto, etc., avant ces dernières vingt années, il n'existait ni routes carrossables, ni voies ferrées, ni rivières navigables, tant pour le transport du réactif que du métal produit, de sorte que les masses de fer consommées représentaient des frais encore bien plus considérables que de nos jours.

Des perfectionnements auxquels nous faisons allusion sont nés, entre autres, deux procédés. Le premier cherche à remplacer la fonte de fer par l'hydrogène sulfuré, pour précipiter le cuivre à l'état de sulfure noir; c'est le procédé *Sinding*, créé à Foldal, en Norvège, dont parle M. Grüner, p. 168, etc. Le second cherche à supprimer le grillage et à remplacer l'acide sulfurique par l'acide chlorhydrique, le chlorure de cuivre exigeant moins de fer pour précipiter le métal que le sulfate de cuivre: c'est le procédé actuellement en exercice, sans préjudice de l'ancien, à Rio Tinto même, sous le nom de procédé *Dietsch*: nous retrouverons d'autres perfectionnements en maintes autres usines, à Hemixhcin, près Anvers (Belgique), à Phoenixville (États-Unis), (procédé *Hunt*, *Streng* et *Douglas*), etc. Les perfectionnements pour recueillir le soufre à l'état brut, pour fabriquer les minerais concentrés, sous forme de noyaux (voir page 115), etc., et une foule d'autres pratiques industrielles, ont été essayées dans maint district: celui de Huclva, assez routinier auparavant, est aujourd'hui à peu près à la hauteur des perfectionnements les plus récents, en matière de cuivre traité par voie humide, surtout depuis que le gouvernement espagnol a cédé ses droits à l'industrie privée.

18. Pour bien fixer le lecteur sur les natures de minerais en jeu, nous grouperons ici divers renseignements sur les minerais en général des districts où la voie humide règne presque en souveraine, et nous pourrions ainsi les comparer à ceux où l'on procède exclusivement par la voie sèche.

Nous parlerons donc successivement des minerais du district espagnol-portugais (Huelva, Tharsis, Santo Domingo); de son rival américain (Irlande, Milan et Capellon), de ceux d'Agordo, du Mandsfeld, etc., qui tiennent la tête comme production du cuivre par voie humide.

Les baisses presque effrayantes de ce métal, dues, dit-on, à la production des usines du *Détroit*, alimenté par les mines si riches du Lac supérieur (en Amérique) nous font penser qu'il convient de compléter les données de M. Gruner sur ces minerais, qui, pendant une assez longue période, paraissaient déjà menacer la production européenne et ont produit finalement une dépression forte et persistante sur le marché du cuivre. Pour compléter le sujet, nous indiquerons également la composition moyenne des minerais cuivreux traités généralement par voie sèche à Swansea et Perm.

19. La physionomie de la région cuprifère de la province de Huelva, dont Rio Tinto est le centre, est identique à celle des nombreuses mines qui avoisinent cette localité : les pyrites cuivreuses ferrières sont la base du minerai traité.

La zone métallifère cuivreuse s'étend sur une longueur de 250 kilomètres et une largeur de 50 kilomètres<sup>1</sup>; elle traverse un coin de la province de Séville, le nord de celle de Huelva et passe en Portugal, dans les provinces d'Alemtejo et d'Estremadura. Le minerai se présente dans une masse porphyrique talqueuse, micacée et schisteuse : M. Cumenge en a donné, dans ses Notes sur Rio Tinto, une description et une coupe géologique très complètes : la petite carte que nous donnons (fig. 15) est empruntée au travail de cet ingénieur du Corps national des mines, auteur lui-même d'un procédé de traitement des minerais cuivreux, qu'il a laissé volontairement tomber dans le domaine public.

Les minerais se présentent sous forme d'amas ou poches considérables, exploitées encore très superficiellement, mais de nature filonienne cependant, c'est-à-dire s'étendant dans le sens de la profondeur : l'avenir minier et métallurgique de ce district semble donc devoir être encore fort grand et de considérable importance.

A Rio Tinto, le gisement en exploitation se ramifie en deux branches principales, appelées l'une : filon septentrional ou du Nord, occupant le *Cerro Colorado*, et l'autre : filon méridional ou du Sud, occupant le *Cerro Santo Dionisio* (Voir la carte); un gisement de fer important vient aborder ce dernier filon par la partie méridionale. Fréquemment le minerai se présente en amas d'une extrême puissance et l'excavation se fait presque toujours à ciel ouvert, sur d'énormes fronts de taille. D'après les calculs de M. Cumenge, 1 mètre cube de roche stérile enlevée rend accessibles 5 tonnes

1. Nous puisons nos renseignements non seulement dans nos travaux personnels, durant un long séjour dans la province de Huelva (1807-1870, puis 1878), mais encore dans les nombreuses publications des ingénieurs du gouvernement espagnol, dans la *Revista Minera*, dans les travaux de MM. F. Rohmer, W. Roller, Gonzalo y Tarin, ingénieur en chef des mines, chargé de la carte géologique de cette région de l'Espagne. MM. Albuquerque d'Orey, E. Cumenge, et Robert Wimmer, l'ancien directeur de l'usine à plomb de Vialas. Les articles de ce dernier ingénieur ont été publiés récemment dans la *Berg. und Hüttenmännische Zeitung*, 1885, n. 28 et suivants.

Echelle  
0°030 pour 1°00

  
Zone cuprifère

-----  
Limites de Provinces  
(Huelva & Sevilla)

-----  
Limites de Royaumes  
(Espagne & Portugal)

—————  
Chemins de fer

x  
Exploitations minières &  
Usines métallurgiques

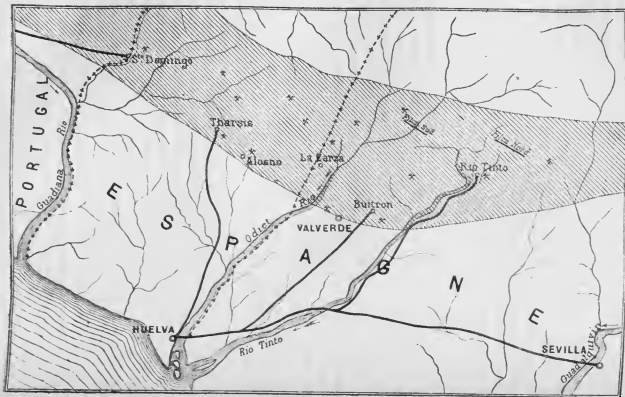


Fig. 10.



de minerai : les 3 000 000 de mètres cubes de roche stérile, qu'on déblaye en ce moment fourniront donc, dans un bref délai, 9 millions et demi de tonnes de minerai à la Société de Rio Tinto, qui a succédé à l'exploitation administrative du gouvernement espagnol.

A côté de Rio Tinto, figure l'exploitation de Tharsis, créée par deux ingénieurs français, MM. Deligny frères, qui ont construit la première route et la première voie ferrée des Mines au port de Huelva, embarqué les premiers minerais pour l'Angleterre, où, grâce à leur initiative, ils ont obtenu, à force de persévérance, un traitement multiple pour soufre, cuivre, argent, or et résidus d'oxyde de fer. Il n'est que juste de consigner ici les efforts persistants et couronnés de succès de nos deux vaillants compatriotes, qui ont créé ces immenses ressources, auparavant ignorées, et développé ainsi un grand courant commercial de matières métalliques et une prospérité nouvelle, tant en Espagne qu'en Angleterre.

A l'entour de Tharsis se sont groupés ensuite de nombreuses exploitations, dans les environs de Valverde, del Alosno, Zarza, etc. En Portugal, Santo Domingo est devenu, peu de temps après, un troisième centre important minier et métallurgique.

20. Voici une liste des principales mines de cuivre de ce district, qui est incontestablement, avec celui du Lac supérieur, le plus important centre de production cuprifère à ce jour.

**Espagne.** a). Province de Séville :

Aznal Collar ; — Castillo de las Guardias.

b). Province de Huelva.

Rio Tinto ; — Tharsis ; — Zarza (Colañas) ; — Compania San Telmo ; — Peña del Atierro ; — San Miguel ; — Carpio ; — Poyatas ; — Coja ; — Lagrenazo ; — Chaparrita ; — Poderosa ; — Cueva de la Mora ; — El Tinto ; — Buehez ; — Coronado y Montiel ; — Cuenca ; — Monte Romero ; — Giralda ; — Lapilla ; — Cabezas del Pasto ; — Chanza ; — Rimbancho todo ; — Silos Surcilla del Tamojoso.

**Portugal.** a). *Alemtejo*.

Dagnessa ; — Aljstral Porte (San João) ; — Ermitas ; — Chanza ; — Santo Domingo.

b). *Estremadura*. — Grandola.

21. M. Robert Wimmer estime de la manière suivante la production de l'année 1882 :

Rio Tinto. . . . .	1.000.000 de tonnes.
Tharsis. . . . .	480.000
Grandola. . . . .	20.000
Santo Domingo . . . . .	280.000
Autres mines. . . . .	220.000

2.000.000 tonnes de minerais pyriteux.

De nouvelles compagnies : *Lagunazo*, *Bède-metal Works Co*, etc. ; de nouvelles

lignes de chemins de fer, etc., sont en ce moment en pleine voie d'organisation. On calcule, et les chiffres ne sont pas, croyons-nous, exagérés, que l'extraction de l'année prochaine s'élèvera à 3.000.000 de tonnes, dont 1.700.000 tonnes, pour la province de Huclva exclusivement.

La Société de Rio Tinto occupe à elle seule un personnel de 50 000 personnes. D'après la statistique du gouvernement, le nombre d'ouvriers employés dans les usines, en 1880, a été de 6837; le nombre de machines à vapeur de 33; le nombre de tonnes de minerai exporté a été de 1.476.209. Les 16 usines qui fonctionnent ont traité, en outre, 2.363.610 tonnes de minerai, qui ont produit 26.675 tonnes de cuivre de ciment (*cascarilla*) et 20.777 tonnes de mattes (*matas*), plus 162 tonnes de cuivre rosette (*rosela*).

Les quantités que nous venons de citer sont indépendantes de celles produites par la Société de Rio Tinto même. D'après le rapport de l'Assemblée générale de mai 1885, sa production en pyrites a été de 948.251 tonnes, sur lesquelles 272.826 ont été exportées<sup>1</sup>. Le Portugal ajoute encore à cette belle production.

22. Les minerais du district qui nous occupe, peuvent se classer en 4 espèces :

1° Les minerais exportés en Angleterre et aussi, depuis quelque temps, en Allemagne; ils représentent environ le tiers de la production (en un seul mois, en mai 1882, on en a exporté 95 000 tonnes). Ce minerai tient de 3 à 3 1/2 pour 100 de cuivre 35 à 40% de soufre et contient des traces d'argent, d'or, de plomb, etc. (Voir plus loin les Analyses).

2° La seconde classe de minerais est composée de pyrites sulfureuses, à 10 pour 100 de cuivre, qui sont traitées par l'ancien procédé de fusion, pour cuivre noir.

3° La troisième classe de minerais contient 10 pour 100 de plomb, du sulfure

1. Voici les chiffres extraits de ce Rapport, relatifs à l'année 1882.

La Société ou Compagnie de Rio Tinto, dont le siège est à Londres, se compose de 325 000 actions, de 10 l. st. chaque (250 fr.); le capital se compose de 60 498 000 fr. d'obligations et 81 250 000 fr. d'actions. Les mines sont estimées à 89 311 500 fr.; le chemin de fer, môle d'embarquement, tunnel, ateliers, matériel roulant du chemin de fer, à 27 109 778 fr. 54; les bâtiments usines, machines, matériel, terrains et maisons, déduction faite de 2 707 291 fr. 69 amortis, atteignent 20 499 333 fr. 96. Le compte d'exploitation (déblayage, extension et développement de travaux): 7 120 218 fr. 44. La dépense pour l'exploitation du filon Sud a été de 754 647 fr. 50 pour déblayage et 1 448 339 fr. 79 pour extension et développement. Les cinq puits d'exploitation du filon *Sto Dionisio* sont en plein fonctionnement: il en est de même des nouvelles machines d'exploitation et des pompes puissantes installées sur le filon Nord. Le percement du tunnel destiné à relier les filons N. et S. est en activité. Un grand réservoir d'eau de 2 1/2 millions de mètres cubes est près d'être achevé; il fonctionne déjà sur les 2/5 de sa hauteur.

La teneur moyenne des 948 251 tonnes de pyrites extraites en 1882 (45 000 tonnes de moins qu'en 1881) a été de 2,805 % de cuivre (au lieu de 2,750 % l'année précédente). L'étranger a enlevé 16 000 tonnes de plus qu'en 1881.

La production du cuivre par le traitement des pyrites sur place, un peu entravée par la pénurie d'eau résultant de la sécheresse de l'année, a atteint 10 822 tonnes (536 tonnes de plus que l'année d'avant) dont 9651 tonnes réalisées.

Le bénéfice de l'année 1882, tous frais déduits pour les réparations, entretien, service des obligations, intérêts et amortissement, a été de 9 515 575 fr. Le dividende réparti pour 1882 a été de 35 fr. par action.

A côté de la Compagnie de Rio Tinto s'est formée récemment une Compagnie française, dite *Compagnie d'exploitation des minerais de Rio Tinto*, au capital de 25 millions de francs, divisés en 50 000 actions: elle a été fondée par l'un des administrateurs de la compagnie de Rio Tinto, M. Datsch, titulaire d'un procédé, dont il sera question ci-après. Une usine doit être installée à Lestaque, près Marseille, et une autre à Vieux-Port, près Saint-Denis, pour le traitement des pyrites.

de fer, avec 5 à 7 pour 100 de cuivre à l'état de pyrite, et 90 grammes d'argent à la tonne. Ces minerais sont fondus au four à manche.

4° Enfin la masse des minerais (600.000 tonnes par an) est traitée par voie humide et consiste en pyrites, tenant de 1 1/2 à 2 pour 100 de cuivre : elles font précisément l'objet, à Rio Tinto, Tharsis, etc., du traitement spécial exécuté sur place.

25. Voici les analyses des diverses espèces de pyrites de ce district.

	N° 1 RIO TINTO Minerais exportés	N° 2 RIO TINTO Minerais exportés	OBSERVATIONS
Soufre (S) . . . . .	480	477,60	Dans un échantillon composé de $\frac{1}{3}$ de minerai d'exportation et $\frac{2}{3}$ de minerai traité sur place, M. E. Cumenge, en faisant l'essai par la méthode mixte de Rivot (Voir Essais), a trouvé une teneur moyenne de 70 grammes d'argent à la tonne de minerai.
Fer (Fe) . . . . .	400	459,90	
Cuivre (Cu) . . . . .	54,20	30,99	
Plomb (Pb) . . . . .	8,20	1	
Zinc (Zn) . . . . .	traces	2,40	
Chaux (CaO) . . . . .	2,10	2,50	
Magnésie (MgO) . . . . .	0,80	0,70	
Thallium (Th) . . . . .	traces	traces	
Sélénium (Se) . . . . .	»	»	
Arsenic (As) . . . . .	2,10	8,50	
Oxygène (O) . . . . .	0,90	»	
Bismuth (Bi) . . . . .	»	5,70	
Cobalt (Co) . . . . .	»	0,50	
Silice (Si) . . . . .	»	19,90	
Eau (H <sub>2</sub> O) . . . . .	»	8,80	
Argent (Ag) . . . . .	»	0,040	
Or (Au) . . . . .	»	0,000892	
Partie insoluble . . . . .	0,90	»	

	N° 3 RIO TINTO Minerais exportés	N° 4 RIO TINTO Minerais traités sur place (25 %)	N° 5 SANTO DOMINGO	N° 6 SANTO DOMINGO	N° 7 THARRIS
Soufre (S) . . . . .	50,70	49	49,90	49,80	47,50
Fer (Fe) . . . . .	41,50	45,55	41,41	45,55	41,92
Cuivre (Cu) . . . . .	5,50	5,20	2,46	5,20	4,24
Plomb (Pb) . . . . .	»	0,05	0,08	0,05	1,52
Zinc (Zn) . . . . .	»	0,55	0,64	0,35	0,22
Magnésium (Mg) . . . . .	»	»	»	»	»
Calcium (Ca) . . . . .	»	0,50	0,20	»	»
Thallium (Th) . . . . .	»	»	»	»	»
Arsenic (As) . . . . .	»	0,47	0,55	0,47	0,38
Oxygène (O) . . . . .	4,50	»	1,70	1,70	4,42
Résidu insoluble . . . . .	(Silice)	0,72	0,75	»	»
Eau (H <sub>2</sub> O) . . . . .	»	0,70	0,41	»	»
Perte . . . . .	»	»	»	»	»
Excédent . . . . .	»	0,22	»	»	0,17

	N° 8 RIO TINTO Minerais grillés autitres	N° 9 SANTO DOMINGO Minerais grillés autitres	N° 10 THARRIS Minerais grillés autitres	OBSERVATIONS
Cuivre (Cu) . . . . .	1,65	1,55	1,50	Calculé comme Cu <sup>2</sup> S et Fe <sup>2</sup> S <sup>3</sup> .
Fer (Fe) . . . . .	5,64	5,76	5,25	
Soufre (S) . . . . .	5,55	5,62	5,15	
Oxyde de cuivre (CuO) . . . . .	2,75	2,70	2,56	L'or n'est pas dosable, mais existe et est extrait.
Zinc (Zn) . . . . .	2,02	0,47	0,55	
Plomb (Pb) . . . . .	0,47	0,84	0,70	
Argent (Ag) . . . . .	0,0037	0,0025	0,0025	
Oxyde de cobalt (Co) . . . . .	0,007	0,053	0,052	
Bismuth (Bi) . . . . .	0,015	0,015	0,010	
Calcium (Ca) . . . . .	0,200	0,280	0,250	
Oxyde de fer (Fe <sup>2</sup> O <sub>3</sub> ) . . . . .	77,400	78,150	77,000	
Acide sulfurique (SO <sub>3</sub> ) . . . . .	6,100	5,800	5,250	
Arsenic (As) . . . . .	0,240	0,250	0,170	
Résidu insoluble . . . . .	1,450	1,850	5,850	

Les auteurs de ces analyses sont :

M. Cumenge : n<sup>os</sup> 1 et 2.

M. Caron : n<sup>os</sup> 3 et 4.

MM. Pattinson et Orey : n<sup>o</sup> 5.

M. Barlett : n<sup>os</sup> 6 et 7.

E. Gibbs : n<sup>os</sup> 8, 9 et 10.

Les traces de thallium, de sélénium<sup>1</sup>, qu'on retrouve dans l'acide sulfurique préparé avec les pyrites exportées, etc., sont dignes de remarque.

Ces minerais sont exportés en Amérique, en Allemagne, en France et principalement à Swansea ; dans cette dernière localité, ils sont traités d'abord pour soufre, c'est-à-dire pour acide sulfureux nécessaire à la fabrication de l'acide sulfurique ; les résidus sont traités ensuite pour cuivre et repris, à Widness, près Liverpool, pour être soumis à divers procédés, entre autres à celui de M. Claudet, ancien élève de l'École des mines, qui, par une méthode fort ingénieuse, fondée sur l'iodure de potassium et de zinc, en extrait l'argent et l'or. (Voir Métallurgie de l'Argent.)

Les résidus du traitement sont des oxydes de fer, généralement sans phosphore ni soufre (*purple-ore*; *blue-billy*), qui sont renvoyés alors aux usines métallurgiques comme minerai de fer. Cette migration par étapes successives des minerais de Huclva, à travers les diverses usines anglaises, ne laisse pas que d'être un phénomène assez curieux.

24. Dans le but de permettre au lecteur quelques rapprochements, et de pouvoir généraliser les conclusions que nous avons à présenter sur tous les procédés appliqués aux pyrites et aux minerais pauvres en cuivre par cémentation, voici quelques renseignements sur la production américaine en pyrites cuivreuses, dont le développement croissant accentue une sérieuse concurrence pour l'Espagne, par suite d'une très grande analogie dans la nature des minerais.

	MINÉRAIS AMÉRICAINS		
	D'IRLANDE (8)	DE MILAN (9)	DE CAPELLON (10)
Soufre (S) . . . . .	44,20	50,36	42,50
Fer (Fe) . . . . .	40,62	41,67	35,80
Cuivre (Cu) . . . . .	0,90	1,85	5,10
Zinc (Zn) . . . . .	3,51	3,48	point dosé
Plomb (Pb) . . . . .	1,50	0,24	"
Arsenic (As) . . . . .	0,35	"	"
Matières insolubles et Eau . .	8,94	2,48	18,60 <sup>1</sup>

1. Les matières insolubles consistent en . Si, Ca, Mg, Al<sup>2</sup>O<sup>3</sup>.

Ces trois analyses n<sup>os</sup> 8, 9 et 10 sont également de M. Barlett.

1. Le raffinage des lingots d'or et d'argent par l'acide sulfurique, contenant du sélénium, a créé de sérieux embarras aux raffineurs, pour débarrasser l'argent de ce métalloïde. (Voir Désargentation des plombs. Raffinage de l'argent, p. 200.)

25. L'industrie des pyrites de cuivre en Amérique a pris une grande extension, depuis une dizaine d'années. D'après le rapport de M. F. L. Barlett de Portland, les pyrites des districts de Capellon (Canada) et de Milan (New-Hampton) sont à la veille de rivaliser avec celles de la province de Huclva. Jusqu'en 1881, les pyrites américaines n'étaient guère employées que pour la fabrication de l'acide sulfurique de seconde qualité et seulement pour l'attaque des superphosphates destinés à l'agriculture, qui ne requièrent que des acides médiocrement purs et à bon marché.

On utilisait pour une bonne fabrication surtout les pyrites d'Espagne et de Portugal : celles de Tharsis, Rio Tinto et Santo Domingo étaient préférées à celles qui venaient d'Allemagne, France, Italie et Norvège. M. Lange les introduisit pour la première fois en 1859, pour en faire un succédané du soufre, qui déjà à cette époque atteignait une valeur très élevée et se trouvait hors de prix pour la fabrication de l'acide sulfurique. Cette industrie naissante, se développant chaque jour, provoqua la recherche de gisements pyriteux : les districts de Vermont, Missouri, Lac Supérieur, Tennessee, Virginie, furent ainsi créés et devinrent des centres d'alimentation, en concurrence directe avec l'Espagne. Le Canada et New-Hampton dominent en ce moment par leur production celle des divers districts américains que nous venons de nommer.

Les fabriques d'acide sulfurique du Massachusetts et de New-York ne réussirent cependant point dans le principe et la mauvaise réputation de leur fabrication a longtemps influé sur la consommation américaine. L'usine de Bergenpost, à New-York, la plus ancienne comme création, utilisait surtout à cet usage les blendes (sulfure de zinc), jusqu'à l'apparition des pyrites canadiennes, qui, en fournissant de l'acide de bonne qualité, ont changé le marché et le courant d'importation espagnol et européen. Neuf usines fonctionnent maintenant avec les pyrites indigènes : 7000 tonnes seulement de pyrites de Rio Tinto traversent l'Atlantique et sont importées actuellement, presque à l'exclusion de celles d'autres provenances.

26. Les mines de Capellon fournissent 56 000 tonnes de pyrites par an : elles sont faciles à griller, ne contiennent point d'arsenic et rendent de 3 à 4 pour 100 de cuivre, avec 41 à 42 pour 100 de soufre. Les minerais, après grillage pour la fabrication de l'acide sulfurique, sont repris ensuite par les fonderies de cuivre de Milan. Les gisements produisent en outre de 100 à 150 tonnes de galène et de blende par mois ; cette dernière n'existe toutefois que dans les minerais superficiels<sup>1</sup> ; l'antimoine et l'arsenic sont absents, de sorte que le minerai, lors de sa calcination, ne décrépite point et fournit un acide assez pur : il a cela de commun avec celui de Rio Tinto, au contraire des pyrites de Norvège (Foldal) et de la haute Vénétie (Agordo).

Les mines de Milan (New-Hampton) se trouvent à 90 milles de Portland et produisent 21 800 tonnes par an : les gisements ont, dit-on, la plus grande analogie avec ceux de Rio Tinto ; ils se présentent dans les schistes de transition, avec une puissance qui varie de 2<sup>m</sup>,50 à 12 mètres. Le minerai contient de 45 à 47 pour 100

1. La blende est quelquefois utilisée pour la fabrication de l'acide sulfurique ; si elle est uniformément répartie dans le minerai, elle empêche la masse de s'agglomérer au grillage et fait alors un assez bon office.

de soufre et de 1 1/2 à 4 pour 100 de cuivre : il donne peu de menu et ne s'agglomère point au grillage.

L'unité de soufre est payée 14 cents ou 0<sup>fr</sup>.725; la tonne de minerais pour cuivre est payée 14 dollars, soit 72<sup>fr</sup>.50 : c'est plus qu'en Angleterre, pour semblable teneur, comme le lecteur pourra en faire aisément le calcul, à l'aide des remarques et des tarifs réunis dans la Deuxième Partie de ce travail.

Ces minerais sont également traités par voie humide, non par sulfatation, mais par chloruration.

27. Sur les minerais si abondants (schistes bitumineux cuivreux) du *Mansfeld* et soumis également à la voie humide, nous n'avons que les analyses suivantes de M. Berthier :

	1		2	3
Silice (SiO <sub>2</sub> ) . . . . .	40.0	Silice (Si) . . . . .	45.8	50.6
Alumine (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) . . . . .	10.7	Alumine (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) . . . . .	17.2	25.4
Oxyde de fer (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) . . . . .	5.0	Magnésie (MgO) . . . . .		
Carbonate de chaux (CaO.CO <sub>2</sub> ) . . . . .	19.5	Chaux (CaO) . . . . .	18.0	7.8
— de magnésie (MgO.CO <sub>2</sub> ) . . . . .	6.5	Oxyde de cuivre (CuO) . . . . .	2.5	2.8
Pyrites de cuivre . . . . .	6.0	Oxyde de fer (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) . . . . .	7.2	9.0
Potasse (KO) . . . . .	2.0	Soufre (S) . . . . .	2.4	4.0
Bitume et Eau . . . . .	10.5	Perte par calcination . . . . .	6.0	0.8
	100		97.10	98.40

N° 1. Minerai brut ordinaire. N° 2 et 3, minerais grillés. (*Ann. des Mines*, 1824. 1<sup>re</sup> série, t. IX, p. 63.)

On voit que les schistes (silice, alumine, chaux et magnésie) forment la base des minerais, fort pauvres d'ailleurs en cuivre : 2,5 à 2,8 %, après grillage. La quantité de minerai produite dépasse 55.000 tonnes, tenant en moyenne 42<sup>k</sup>.50 de cuivre et 209 grammes d'argent par tonne.

28. Le minerai d'*Agordo*, également traité par voie humide, contient :

	1	2
Cuivre (Cu) . . . . .	1,60	1,60
Fer (Fe) . . . . .	43,15	et zinc 42,00
Soufre (S) . . . . .	50,25	50,00
Quartz (SiO <sub>2</sub> ) . . . . .	5,00	5,00
Arsenic . . . . .	»	1,40

L'analyse n° 1 est extraite de la Métallurgie du cuivre du Dr J. Percy; le n° 2 de celle de M. Rivot.

Le minerai se présente dans la vallée Imperina sur 500 mètres de longueur, dans les terrains siluriens, à la séparation des phyllades et des calcaires de cette formation géologique, en masses énormes ou en amas lenticulaires; il est compact, d'un jaune clair de laiton; la cassure est grenue, aciculaire; à l'œil nu, il paraît exempt de gangue; en réalité, il contient de la silice (quartz) finement disséminée dans la masse. La pyrite arsenicale, le cuivre pyriteux, la blende et parfois la galène s'y rencontrent en nodules ou dans un mélange intime.

La proportion de cuivre varie beaucoup: la moyenne n'est que de 2%; on en a trouvé cependant jusqu'à 25% dans certaines parties de l'exploitation. D'après M. Lürzer, directeur de l'usine d'Agordo, le minerai est un mélange triple de pyrite martiale ( $\text{FeS}_2$ ), de pyrite magnétique ( $\text{FeS}_2 + 5\text{Fe}^{2+}\text{S}^3$ ) et de pyrite cuivreuse ( $\text{Fe}^{2+}\text{S}_2 + \text{Cu}^{2+}\text{S}$ ), de blende, galène, antimoine et arsenic; ces dernières substances représentent 2,5%. On y trouve même quelquefois du cobalt et de l'étain.

29. Pour les minerais cuivreux qui constituent la base des procédés de la voie sèche, nous laissons en dehors ceux des usines de Swansea, qui sont extrêmement variés, à cause de la diversité infinie des provenances étrangères et même indigènes: toutefois, d'après M. Leplay, nous donnons ci-après la composition moyenne des lits de fusion. C'est à cet illustre professeur, prédécesseur de M. Gruner dans la chaire de Métallurgie de l'École supérieure des Mines, qu'on doit la divulgation des procédés de la méthode galloise, pour le traitement des minerais de cuivre, ainsi que celle de la désargention des plombs par le système Pattinson.

	1	2	OBSERVATIONS
	MINERAIS BRUT	MINERAIS GRILLÉS	
Oxyde de cuivre ( $\text{CuO}$ ) . . . . .	0,40	5,40	
Pyrites de cuivre ( $\text{Fe}^{2+}\text{S}_2, \text{Cu}^{2+}\text{S}$ ) . . . . .	22,70	11,20	
Pyrites de fer ( $\text{FeS}_2$ ) . . . . .	»	»	
Sesquisulfure de fer ( $\text{Fe}^{2+}\text{S}_3$ ) . . . . .	22,40	11,20	
Divers sulfures (MS) . . . . .	1,00	0,60	
Sesqui oxyde de fer ( $\text{Fe}^{2+}\text{O}_3$ ) . . . . .	0,60	11,70	
Divers oxydes (MO) . . . . .	0,50	0,60	
Silice ( $\text{SiO}_2$ ) . . . . .	34,50	34,50	
Bases terreuses ( $\text{MgO}, \text{CaO}, \text{Al}^{3+}\text{O}_3$ , etc.) . . . . .	2,00	2,00	
Eau et acide carbonique, combinés ( $\text{CO}_2, \text{H}_2\text{O}$ ) . . . . .	0,50	0,50	Dégagé pendant le grillage.
Acide sulfurique ( $\text{SO}_3$ ) . . . . .	»	»	
Oxygène . . . . .	15,8	1,40	
Acide sulfurique . . . . .	»	21,40	Dégagé pendant le grillage.

30. Nous n'indiquerons rien sur les minerais des usines allemandes de la voie sèche dont les lits de fusion sont fort compliqués et également fort mélangés. Nous citerons ceux de Perm (Oural), consistant en grès euprifères de teneur très variable. Les analyses sont de M. le lieutenant Choubine.



	1	2
Protoxyde de cuivre (CuO) . . . . .	2,56	25,08
Acide vanadique (VO <sup>3</sup> ) . . . . .	0,55	»
Silice (SiO <sup>2</sup> ) . . . . .	55,15	34,91
Alumine (Al <sup>2</sup> O <sup>3</sup> ) . . . . .	5,24	5,46
Peroxyde de fer (Fe <sup>2</sup> O <sup>3</sup> ) . . . . .	4,19	1,25
Protoxyde de fer (FeO) . . . . .	0,39	0,25
Oxyde de manganèse (MnO) . . . . .	traces	traces
Chaux (CaO) . . . . .	8,94	5,87
Magnésie (MgO) . . . . .	5,77	4,09
Potasse (KO) . . . . .	0,84	0,58
Soufre (S) . . . . .	0,59	0,13
Matière bitumineuse . . . . .	5,09	4,47
Acide carbonique (CO <sup>2</sup> ) . . . . .	9,55	12,66
Eau (HO) . . . . .	2,90	7,08
	97,46	97,59

31. Nous terminons ces renseignements sur les minerais en général, en complétant ceux que donne M. Gruner, page 102, sur les mines du Lac Supérieur aux États-Unis. Nous les devons à M. Eggleton, ancien élève étranger de l'école des Mines de Paris, et professeur à l'école des Mines de Columbia-College, à New-York. Comme ces mines américaines ont exercé par leur production une grande influence sur la baisse ou dépréciation des prix du cuivre, ainsi qu'il a été dit plus haut, il nous a semblé utile de donner sur elles quelques notions généralement peu répandues.

Les mines de cuivre du Lac Supérieur ont acquis une réputation considérable et pris un grand essor, à la suite des découvertes de quantités colossales de cuivre natif, allié avec de l'argent natif; la teneur de ce dernier métal varie depuis 1 pour 100 (mine Atlantide) à 4 et 5 pour 100 (mines Calumet et Heale). Ces mines étaient déjà exploitées très anciennement, avant la conquête (depuis plus de 600 ans), par les indigènes qui en retiraient des blocs de cuivre. Les neiges empêchant le travail en hiver (car elles atteignent de 1<sup>m</sup>,20 à 1<sup>m</sup>,50 d'épaisseur), l'exploitation des indigènes se réduisait à peu de chose : ils ne savaient, du reste, point fondre ces blocs et ils n'avaient point d'appareils dynamiques suffisamment puissants pour les soulever.

Le poids de quelques-uns de ces blocs métalliques a été réellement extraordinaire : ils se présentent reliés entre eux en chapelet par quelques filaments de cuivre métallique. On attribue leur formation à un dépôt galvanique naturel. Les blocs les plus gros ont été de 500 et même 1000 tonnes de cuivre natif, extraits, avec plusieurs autres blocs de 500 tonnes, de la Mine Centrale. La mine Tharin a fourni un bloc de 600 tonnes et plusieurs autres du poids de 100 tonnes. Le poids moyen des blocs extraits est encore aujourd'hui de 1 à 15 tonnes.

Le dépècement de ces masses métalliques est assez difficile ; on les fait sauter à la poudre ; on dispose, le samedi soir, jusqu'à 25 barils de poudre dans un seul chantier d'exploitation ; on y met le feu, et on abandonne les travaux à eux-mêmes jusqu'au lundi, afin de les ventiler. La mine Phoenix a obtenu l'extraction d'un bloc de 70 tonnes avec 12 barils de poudre seulement. La dynamite n'est pas aussi efficace

sur le cuivre métallique, paraît-il, que la poudre de mine. La Mine Nationale a ébranlé ses puits et ses travaux, à cause d'une attaque faite avec de la poudre dont la charge était insuffisante.

Lorsque les blocs sont dégagés, il faut les découper : cette opération se fait par trois hommes, deux frappeurs et un teneur de tranche. Ils ne découpent dans leur poste, sur 50 centimètres de profondeur, qu'une longueur de 20 centimètres ; on calcule que la tonne de cuivre en bloc coûte aussi cher que le minerai lavé et prêt à être fondu. Un bloc de 500 tonnes de la Mine Minnesota a exigé dix-huit mois de travail continu ; il faut également trois à quatre mois, avec trois hommes relayés sans cesse, pour dépecer un bloc de 50 à 60 tonnes. Les morceaux doivent être débarrassés de leur gangue (carbonate de chaux) et, pour cela, on porte les débris du coupage dans un four à réverbère chauffé au rouge : on les étonne ensuite avec de l'eau froide, afin de les briser plus aisément. On a essayé pour l'exploitation de ces blocs le chalumeau oxyhydrique ; mais on a dû y renoncer, à cause de la dépense. Ci-après le prix de revient d'une tonne de minerai broyé :

Abatage . . . . .	Dollars : 2,80	Francs : 14,5040
Extraction. . . . .	— 0,52	— 1,6576
Triage. . . . .	— 0,40	— 2,0720
Frais à la surface . . . .	— 0,27	— 1,3986
Transport aux usines. . .	— 0,06	— 0,3108
Divers. . . . .	— 0,26	— 1,3468
Préparation mécanique. .	— 0,72	— 3,7296
Réparation, outils, etc. .	— 0,20	— 1,0560
	<u>5,05</u>	<u>26,0554</u>

prix très rémunérateur encore.

M. Hautefeuille a trouvé comme composition du cuivre du Lac Supérieur :

Cuivre (Cu) . . . . .	69,280
Argent (Ag) . . . . .	5,452
Mercure (Hg), (dont on ne soupçonnait point la présence). . . . .	0,619
Gangue . . . . .	25,248
	<u>100,599</u>

32. Cette production n'était que de quelques milliers de tonnes, en 1854, lors de la visite de M. Rivot à ces mines. (Voir Voyage au Lac Supérieur. *Principes généraux du Traitement des minerais métalliques*, tome III, nouvelle édition.) — D'après lui, nous donnons une petite carte de ce district minier américain (fig. 16).

Les trois plus importantes régions cuprifères, toutes dans des conglomérats que traversent des trapps, sont :

1°) La pointe de Keweenaw. Les mines de Copperfels (partie nord), de Cliff-Mine, South-Cliff, Northwestern, etc., et d'autres gîtes près du lac Portage et au sud des Bohemian Mountains (partie sud), ont donné de grandes richesses en cuivre natif et en argent ;

2°) La région d'Otonagon. La mine Minnesota, qui appartient à cette zone, produit des sommes encore plus considérables ;



Fig. 16.

5<sup>e</sup>) L'Ile Royale et le nord du Canada : ces régions produisent également des masses importantes de cuivre et d'argent.

La production des deux premiers districts qui ont commencé leur exploitation en 1845, a été la suivante :

ANNÉES	1845	1846	1847	1848	1849	1850	1851	1852	1853	1854	1855
Tonnes de cuivre pur :	12	26	214	461	674	574	781	795	1299	2350	3200

Depuis, cette production n'a fait que s'accroître, et l'on estime actuellement à 55 000 tonnes de cuivre métallique la quantité extraite par année de ces mines : c'est donc une production supérieure à celle des mines les plus riches de l'Europe ; elle pèse indubitablement d'une manière fort lourde sur la valeur du cuivre fabriqué sur notre continent.

### § III. APPAREILS DE GRILLAGE ET DE CHLORURATION (SÈCHE) EMPLOYÉS DANS LES PROCÉDÉS DE LA VOIE HUMIDE.

35. Excepté dans le cas où les eaux des mines charrient le cuivre à l'état de sel naturellement dissous (sulfate), ou bien encore dans celui où l'on expose volontairement et à bon escient, pour imiter la nature, des masses minérales aux intempéries et aux réactions atmosphériques, afin de leur faire subir un délitage et une lente oxydation du soufre contenu, et obtenir par suite, par lixiviation, l'enlèvement du sulfate de cuivre, les minerais sulfurés et les mattes, speiss, etc., produits également sulfurés, doivent subir une opération artificielle, analogue dans ses effets à cette sulfatation naturelle, et quelquefois ultérieurement, une chloruration, à l'aide d'appareils spéciaux, dits, dans le premier cas, de *grillage* et, dans le second cas, de *chloruration*.

Le temps, dans son action lente, est presque toujours remplacé aujourd'hui par des agents rapides de sulfatation. Le moyen le moins dispendieux de chasser en partie le soufre et de le remplacer par l'oxygène, ou de lui en fournir suffisamment pour transformer le soufre en acide sulfurique et le cuivre en oxyde de cuivre, consiste à emprunter la chaleur pour la combustion au soufre même du minerai pyriteux et l'oxygène à l'air atmosphérique : c'est une calcination ou grillage, qui est quelquefois encore une opération bien lente et dans laquelle, en tout cas, le soufre comme combustible n'est d'un bon marché réel sur place, qu'à la condition expresse qu'il ne saurait être extrait avantageusement comme marchandise.

Dans cette opération artificielle, de sulfatation ou grillage, par combustion lente, le cuivre n'est pas toujours complètement constitué en sulfate, ni ce sulfate complètement soluble dans l'eau : quelquefois, une partie assez notable de la teneur résiste, d'où des pertes en métal utile, jadis si grandes, pour cette cause, à Huelva et à Rio Tinto surtout.

Le *sulfate de soude*, d'après M. Monnier, qui a fondé un procédé sur ce fait, favorise la sulfatation des minerais pyriteux.

La *vapeur d'eau*, d'après Parkes, qui a employé cet agent à Dnektown, après les célèbres expériences de Cumenge et Rivot, dans son four à double sole, dont il sera bientôt question (80), est favorable également à la sulfatation des mattes cuivreuses et à la fabrication du vitriol bleu. Le *vitriol vert* (sulfate de fer), d'après M. Gaultier de Claubry; la *chaux* (procédé Snowdon); les *pyrites de fer*, d'après Bischof, qui a également fondé une méthode sur ce fait, sont autant de réactifs employés pour activer le grillage. Les pyrites de cuivre, contenant normalement de notables quantités de pyrites de fer, se transformant par conséquent en sulfate de fer par le grillage, constituent de ce fait un réactif naturel tout trouvé. Enfin le charbon (généralement sous forme de bois), qui active, la combustion, de concert avec le soufre, est également un réactif métallurgique fréquemment employé.

34. Le grillage des sulfures (minerais, mattes, speiss, etc.), contenant du soufre qu'il s'agit souvent d'extraire en même temps que le cuivre et les autres métaux (argent, or, nickel, cobalt, etc.), se fait dans des appareils d'une extrême variété.

Ce que l'esprit d'amélioration a inventé de modifications de toutes sortes, pour atteindre ce but et satisfaire aux conditions d'un bon grillage, est extraordinaire. Aussi leur étude est-elle longue et d'une importance capitale, si l'on veut bien connaître cette branche de la métallurgie du cuivre. Nous avons pensé qu'il était opportun de réunir ici, dans un faisceau, cet arsenal innombrable d'appareils *oxydants*, depuis le plus simple jusqu'au plus compliqué, inventés pour résoudre la double question : 1° d'expulsion du soufre, pour son utilisation ultérieure et 2° d'oxydation du cuivre et du fer, etc., soit à l'état de sulfates, soit — par une augmentation de température — à l'état d'oxydes, soit, — par l'addition de chlorurants artificiels (sel marin, etc.), — à l'état de chlorures.

On peut diviser ces appareils en sept classes ou catégories, que nous désignerons par les lettres A, B, C, etc. Nous empruntons un grand nombre de données et de dessins sur la matière à la *Grundriss der Metalhütten Kunde* de M. Bruno Kerl, l'illustre professeur de métallurgie à l'Université de Berlin.

A. Grillage en *tas*, c'est-à-dire à l'air libre, sans constructions fixes spéciales.

B. Grillage en *cases* ou *stalles murées*, sorte de chambres où la matière est renfermée.

Dans ces deux sortes d'appareils, les gaz du grillage (acide sulfureux, etc.) s'échappent à l'air libre et ne font généralement point l'objet d'une utilisation : quelquefois cependant on recueille un peu de soufre brut. Les fumées délétères, auxquelles nous avons fait allusion plus haut, accompagnent forcément ce genre de travail.

C. Grillage dans des *fours à cuve*, appelés en anglais : *kilns* et, en allemand : *kiesbrenner* (brûleurs de pyrites).

D. Grillage dans les *fours rotatifs* (cylindres tournants, tonneaux roulants, etc.).

E. Grillage dans des *fours à réverbère* (simples, ou avec agitateurs mécaniques, soles tournantes, etc.).

Et enfin :

F. Grillage en *chaudière* ordinaire de fonte, sur un bain de plomb, avec de la *vapeur surchauffée* ou de *l'air comprimé*.

Les fours des séries C, D, E, se diversifient encore :

a) Suivant la grosseur du minerai (gros, menus et schlicks);  
 b) Suivant que le soufre est perdu ou bien recueilli soit comme soufre natif; soit sous forme de gaz acide sulfureux, devant se rendre aux chambres de plomb, pour la fabrication de l'acide sulfurique, ou devant servir de réactif, pour empêcher la peroxydation ou perchloruration des sels basiques de fer dans les dissolutions cuivreuses; soit enfin comme devant servir à la fabrication de l'hydrogène sulfuré, pour éliminer le cuivre de ces dissolutions, à l'état de sulfure de cuivre.

c) Suivant la nature des réactifs employés, pour activer le grillage (vapeur d'eau, sulfate de soude, chaux, pyrites, — ces dernières surtout dans le cas des speiss nickélifères et cobaltifères (Stephans Hütte en Hongrie)). On a été jusqu'à employer pour le grillage, mais jusqu'à présent sans succès certain, des courants électriques.

55. Les appareils de la série C, D, E, servent aussi pour la chloruration sèche : c'est-à-dire pour transformer le cuivre en chlorure de cuivre et les métaux l'accompagnant, plus ou moins intégralement et partie d'entre eux en oxydes (par un grillage préalable); dans ce cas, l'opération double d'oxydation et de chloruration se fait l'une à la suite de l'autre, dans le même appareil, à moins que la chloruration sèche ne se fasse sur des matières déjà grillées (par exemple comme pour les résidus de pyrites, ayant servi à la fabrication de l'acide sulfurique) : la chloruration se fait alors seule.

Le réactif chlorurant le plus généralement employé est le sel marin, comme substance bon marché contenant le gaz chlore, incorporé de la sorte directement dans les fours, au minerai.

Cette chloruration, indispensable pour certains procédés de la voie humide, ne se fait pas toujours par voie sèche ou calorifique : nous aurons occasion de citer quelques exemples de chloruration directe, par voie gazeuse ou liquide, c'est-à-dire en employant du chlore, de l'acide chlorhydrique et du chlorure de chaux.

Le chlorure de cuivre, qu'on a produit ainsi, est soluble dans :

l'eau, le chlorure de potassium, le chlorure de sodium, le chlorure de calcium, le chlorure de magnésium, le chlorure de zinc, le chlorure de manganèse, le perchlorure de fer et le perchlorure de cuivre.

De cette diversité de solubilité sont nés une infinité de procédés, entre autres :

Les procédés : 1° Orschall; 2° Longmaid (1852); 3° Maumené; 4° Hœhner; 5° Becchi et Haupt; 6° Philipps (1859); 7° Schaffner; 8° Henderson, etc., etc.

### 56. A. Théorie du grillage.

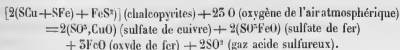
Nous n'insisterons sur la théorie du grillage, qui est exposée d'une façon fort générale et très nette, par M. Gruner [§ III, p. 105 et suivantes des *Principes généraux*, et p. 6, *Agents oxydants*; p. 66, 80, § IV, *Procédés oxydants*; p. 85, *Cémentation oxydante*], que pour résumer les réactions chimiques de cette opération et examiner quelques particularités spéciales à quelques-uns des procédés que nous choisirons comme types.

Dans tous les appareils décrits ci-après, le but du grillage est d'obtenir le sulfure de cuivre et les sulfures de fer, etc., qui l'accompagnent, suffisamment calcinés, soit pour transformer le sulfure de cuivre en sulfate de cuivre soluble et le sulfure de fer en sulfate de fer, mais plus ordinairement, en ce qui concerne

ce dernier, pour d'abord utiliser l'acide sulfurique qu'il peut dégager par la calcination, et rendre ensuite le résidu ferreux inerte à l'action des liquides dissolvants ultérieurement employés. En effet, l'oxyde de fer est rendu presque insoluble par le coup de feu final qu'on donne en général dans la dernière période du grillage.

Ainsi qu'il a été dit, l'acide sulfureux dégagé est ou perdu ou recueilli. Dans ce dernier cas, pour le transformer en acide sulfurique commercial, on fait l'addition, dans les chambres de plomb où l'opération se fait, d'une certaine quantité de vapeur d'eau et d'acide nitrique (Voir Acide sulfurique et Soude, par M. Sorel, t. V de l'*Encyclopédie chimique*). Pour recueillir convenablement le gaz acide sulfureux, d'importantes modifications sont apportées aux appareils : il s'agit en effet d'obtenir surtout un rendement gazeux régulier ; dans tous ces cas, le minerai calciné n'est plus alors qu'un résidu cuivreux, à traiter ultérieurement.

37. La réaction cherchée dans le grillage des pyrites de fer cuivreuses ou chalcopyrites peut être représentée par la formule suivante :



Il reste encore quelquefois du sulfure de cuivre incomplètement sulfaté et de l'oxydure de cuivre, provenant du sulfate de cuivre, décomposé par un excès de chaleur : les deux parfois simultanément, suivant la région plus ou moins chaude du four où l'on prend l'échantillon.

Le grillage a souvent encore pour but non seulement l'expulsion du soufre et son utilisation, mais encore celle de matières bitumineuses (schistes pyriteux et cuprifères du Mansfeld), la formation de noyaux (*tazzone* à Agordo), l'élimination de l'eau et quelquefois un frittage de la masse trop pulvérulente ; enfin, en le faisant avec de l'air admis en petite quantité, avec des gazogènes par exemple, on cherche encore quelquefois à produire des gaz, qui, en se transformant en hydrogène sulfuré, permettent la précipitation du cuivre à l'état de sulfure (Procédé Sending), par le remplacement du réactif fer dans la cémentation.

L'ordre dans lequel se fait l'expulsion du soufre est le suivant : le soufre du fer est éliminé d'abord ; puis successivement celui du cuivre, du zinc, du plomb. Les températures d'expulsion sont : pour la pyrite ordinaire, la température d'ébullition du soufre (440°) ; pour les pyrites magnétiques, les galènes et les mattes cuivreuses, le rouge sombre naissant (525°) ; pour la blende, le rouge clair (751°) ; pour les speiss (mattes nickélifères et cobaltifères), le rouge cerise naissant (800°).

38. Dans des expériences entreprises sur le grillage des minerais, M. Tholander a trouvé les résultats suivants :

Il a grillé dans un four à moufle, à 750°, diverses matières minérales ; il a reconnu :

- 1° Que le sulfate de cuivre perd tout son soufre, après une demi-heure ;
- 2° Que le sulfate de zinc ne le perd qu'au bout de 6 heures ; il en reste 0,001 ;
- 3° Que le sulfate de chaux reste indécomposé. Il a fallu 20 heures, au four Schlösing, pour arriver à expulser totalement le soufre du gypse et pour cela dépasser 1040°.

Avec l'addition de 4 parties de peroxyde de fer, on va plus vite.

Ainsi les pyrites de fer qui accompagnent les pyrites de cuivre dans la calcination, aident l'élimination du soufre, des sulfates en général et du sulfate de chaux en particulier : MM. Camenge et Rivot ont depuis longtemps constaté le fait.

4° Que le sulfate de plomb perd lentement et péniblement son acide sulfurique, mais peut en être finalement dépouillé.

59. Le même chimiste a observé, en ce qui concerne les *tazzone* ou noyaux ou nodules formés dans le grillage des pyrites (Voir page 113, Agordo et Foldal), que le soufre se trouve expulsé à la surface et se concentre partiellement à l'état de sulfures de cuivre et fer à l'intérieur. Des expériences faites au creuset pour expulser le soufre du centre du noyau par la chaleur n'ont pas donné de résultats concluants.

La figure 17 représente la coupe d'un de ces noyaux : *a*, enveloppe extérieure, est de l'oxyde de fer; *b*, seconde couche, est du sulfure de cuivre avec un peu de sulfure de fer (c'est une vraie matte); *c*, couche de cuivre panaché; *d*, couche de pyrite de cuivre; *e*, noyau non attaqué. M. Lürzer, directeur d'Agordo, a étudié sous ces diverses faces et pendant les différentes phases du grillage du minerai, cette transformation ou concentration euricuse. (Voir Métallurgie du cuivre du Dr J. Percy, p. 360.)

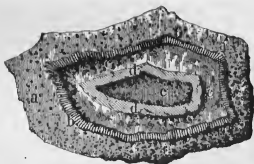


Fig. 17.

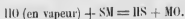
L'analyse, après grillage complet du noyau et de l'enveloppe, faite à l'hôtel de la Monnaie de Vienne, a donné les résultats suivants. Le n° 1 correspond au noyau; le n° 2, à l'enveloppe dans sa partie la plus interne.

Des minerais de Foldal (Norwège), à 1 pour 100 à peine de cuivre, fournissent des noyaux contenant de 7 à 15 pour 100 de cuivre. La cueillette du soufre était presque nulle; elle n'est réellement devenue importante qu'avec les appareils plus perfectionnés, que nous indiquerons plus loin sous le nom de *four styrien* (52).



	1	2
Cuivre (Cu) . . . . .	41,64	5,51
Protoxyde de cuivre (CuO). . . . .	»	1,58
Fer (Fe). . . . .	28,76	»
Protoxyde de fer (FeO) . . . . .	»	0,10
Sesquioxyde de fer (Fe <sup>2</sup> O <sup>3</sup> ). . . . .	»	85,70
Soufre (S). . . . .	29,28	0,92
Acide sulfurique (S <sup>4</sup> O <sup>3</sup> ). . . . .	»	2,50
Gangue. . . . .	0,08	2,85
Perte. . . . .	0,24	5,04
TOTAL . . . . .	100 »	100 »

40. C'est ici le lieu de mentionner les expériences de grillage par la vapeur d'eau, initiées d'abord par M. Regnault : l'action de la vapeur d'eau sur les sulfures est une réaction fort simple :



La vapeur est décomposée au rouge sombre; l'oxygène oxyde le métal; l'hydrogène se porte sur le soufre; les sulfures des métaux donnent donc lieu à la formation d'un sulfure d'hydrogène gazeux et à leur oxydation. La vapeur d'eau, dans les grillages des minerais plus ou moins humides et chargés d'eau, exerce donc un effet oxydant.

M. Cumenge a appliqué la réaction de la vapeur d'eau aux minerais sulfurés, contenant surtout de l'arsenic et de l'antimoine (cuivre gris), en utilisant la volatilité de ces deux derniers métaux à l'état d'hydrogène arsénic et antimonie ou à celui d'oxydes volatils: le résultat n'était bien atteint que lorsqu'on ajoutait des pyrites au cuivre gris, c'est-à-dire qu'on augmentait la dose de soufre. Cependant la dépense de vapeur était assez grande: l'inventeur a abandonné son procédé, à notre avis, trop vivement, puisque en Allemagne on s'est aussitôt empressé de l'utiliser.

L'idée a été reprise de nouveau par le regretté professeur de Docimasie de l'École supérieure des Mines, M. Rivot, qui l'a appliquée au traitement des minerais sulfurés contenant une certaine teneur d'or et d'argent.

C'est à cet ordre d'idées qu'est due, sans nul doute, l'application faite plus tard par M. Cordurié de la vapeur d'eau surchauffée au raffinage des plombs bruts et des plombs zingueux de la désargentation, c'est-à-dire à l'oxydation des impuretés du plomb: antimoine, fer, arsenic, zinc, etc. (Voir Désargentation des plombs.)

Voici comment s'exprime M. Rivot, au sujet de l'action de la vapeur d'eau sur les minerais sulfurés (Principes généraux du traitement des minerais métalliques. Nouvelle édition, t. III. Mémoires divers, p. 775.)

« En 1854, au moment où j'ai commencé mes expériences sur l'emploi de la vapeur d'eau, j'ai eu comme point de départ les résultats obtenus par M. Cumenge.

« La vapeur d'eau, agissant au rouge sombre sur les sulfures simples, sur les arséniosulfures, sur les antimoniosulfures, etc., mélangés intimement avec une pro-

portion convenable de pyrite de fer, expulse le soufre à l'état d'hydrogène sulfuré, l'antimoine et l'arsenic à l'état d'oxyde d'antimoine et d'acide arsénieux, fait passer à l'état d'oxydes fixes les métaux fer, cuivre, zinc, etc., et enfin amène l'argent à l'état métallique. Les minerais, mélangés de pyrites, traités par la vapeur d'eau au rouge sombre, peuvent alors être soumis «.... à l'attaque des acides, etc.<sup>1</sup>, « à l'amalgamation directe qui en extrait l'argent; les résidus renferment le cuivre à l'état d'oxyde et ne contiennent qu'une très faible proportion d'arsenic et d'antimoine. »

Entre autres études fort remarquables de M. Rivot, nous croyons utile d'indiquer ici les observations qu'il a faites sur les sulfures directs et complexes, parce qu'elles éclairent d'une façon fort nette la question si complexe du grillage.

#### 41. a. Sulfures simples naturels et artificiels.

« J'ai opéré sur 150 grammes de chacun des minerais suivants : pyrite de fer, blende, galène, sulfure d'antimoine, sulfure d'argent; j'ai cherché à conduire toutes les opérations dans les mêmes conditions pour le degré de finesse des minerais, pour la température et la rapidité du dégagement de la vapeur d'eau; enfin j'ai continué à faire agir la vapeur jusqu'à cessation complète de l'hydrogène sulfuré. En tenant compte du temps nécessaire pour arriver à ce résultat, c'est-à-dire à l'oxydation complète des métaux et à l'expulsion totale du soufre, j'ai obtenu des termes de comparaison pour la résistance que les divers sulfures opposent à l'action de la vapeur, à la température du rouge sombre.

« Les sulfures artificiels, tels qu'on les obtient dans les analyses, sont décomposés par la vapeur d'eau, au-dessous du rouge sombre, avec bien plus de facilité que les sulfures naturels. J'ai expérimenté principalement sur les sulfures de zinc, d'arsenic, d'antimoine, de plomb et d'étain. J'ai fait également quelques expériences sur le chlorure d'argent récemment précipité.

« Relativement à la facilité plus ou moins grande de l'action de la vapeur d'eau, mes expériences m'ont fourni des résultats assez intéressants.

« *Pyrites.* — Les pyrites, lorsqu'elles sont convenablement pulvérisées, sont attaquées par la vapeur d'eau à une très basse température, vers 200°. Entre cette température et le rouge sombre, on ne remarque pas de différence notable dans la facilité d'action de la vapeur. L'action est d'abord très rapide et le dégagement de l'hydrogène sulfuré est en rapport direct avec la rapidité avec laquelle la vapeur d'eau passe. Le ralentissement devient appréciable dans l'action de la vapeur, quand il ne reste plus que 8 à 10 pour 100 de sulfure de fer non décomposé; il faut ensuite un temps considérable pour arriver à l'oxydation complète, c'est-à-dire au point où la vapeur d'eau n'exerce plus aucune action sur du papier imprégné d'acétate de plomb. Pour 1 partie de pyrite, il faut 353 parties d'eau réduite en vapeur.

« *Blende.* — La blende se comporte d'une manière un peu différente; l'action de la vapeur commence bien encore vers 200° et continue sans variation notable, lorsqu'on élève la température jusqu'au rouge sombre. Le dégagement d'hydrogène sulfuré ne prend pas la même rapidité que lorsqu'on opère sur la pyrite; il se ra-

1. Cette addition hors guillemets est de l'auteur.

lentit beaucoup, après vingt-cinq heures d'action, mais il se continue presque indéfiniment. On n'arrive pas à l'oxydation absolue de la blende, même après cinquante heures d'action de la vapeur d'eau. On n'obtient l'oxydation bien complète qu'en mélangeant la blende avec 10 pour 100, au moins, de pyrite de fer, et dans ce cas il faut maintenir le courant de vapeur pendant trente-six ou quarante heures, et vaporiser environ 60 litres d'eau. On doit par conséquent faire agir, pour 1 partie de blende mélangée avec 100 pour 100 de pyrite, 400 parties d'eau réduite en vapeur.

« *Sulfure de zinc.* — Ce sulfure, produit par voie humide, séché autant que possible à l'abri du contact de l'air, est attaqué rapidement par la vapeur d'eau. L'action commence vers 200°; elle est terminée en 4 heures, quand on opère sur 100 grammes de sulfure sec. Il n'y a pas notablement d'oxyde de zinc entraîné par le courant de vapeur d'eau; la matière fixe qui reste est de l'oxyde de zinc presque rigoureusement pur. La faible proportion de soufre, que l'analyse fait découvrir, paraît provenir de l'altération que le sulfure précipité éprouve inévitablement au contact de l'air.

« *Galène.* — La galène se comporte à peu près comme la blende; cependant il faut faire plus d'attention à ne pas dépasser le rouge sombre, et l'on arrive à l'oxydation complète avec une proportion un peu moindre de pyrites. Le temps nécessaire au grillage complet est du reste à peu près le même; la consommation d'eau réduite en vapeur est d'environ 580 parties, pour 1 partie de galène.

« *Sulfure de plomb.* — Le sulfure de plomb, obtenu par voie humide, séché au contact de l'air, n'éprouve pas la même altération que le sulfure de zinc. Il est attaqué rapidement et complètement par la vapeur d'eau, à la température d'environ 250°. On trouve la totalité du plomb à l'état d'oxyde parfaitement pur.

« *Sulfure d'antimoine.* — Pour le sulfure d'antimoine, l'action de la vapeur commence vers 200° et se continue avec assez de rapidité, pourvu qu'on ne chauffe pas au-dessus du rouge sombre. Il se dégage de l'hydrogène sulfuré et de l'oxyde d'antimoine, lequel se transforme en partie en sulfure par l'action de l'hydrogène sulfuré, au contact de la vapeur d'eau : on n'arrive pas à volatiliser la totalité de l'antimoine, même en prolongeant beaucoup l'opération. Le sulfure, mêlé à 50 pour 100 de pyrite de fer, peut se griller bien complètement. Il faut, pour 1 partie du mélange, 600 parties d'eau pour 1 partie de minerai d'antimoine.

« *Sulfures d'arsenic et d'antimoine artificiels.* — Ils sont en général toujours mélangés d'une certaine proportion de soufre libre. Quand on traite ces mélanges par la vapeur d'eau, entre 200° et le rouge sombre, le soufre en excès est rapidement volatilisé, les sulfures sont décomposés avec dégagement d'hydrogène sulfuré et formation d'acide arsénieux et d'oxyde d'antimoine. Ces deux composés sont entraînés ou soulevés par la vapeur d'eau : ils éprouvent, au contact de l'hydrogène sulfuré, une transformation partielle en sulfure.

« *Sulfure d'étain.* — Il est rapidement décomposé par la vapeur d'eau à 250°. Le soufre est entièrement expulsé à l'état d'hydrogène sulfuré et l'étain passe à l'état d'oxyde.

« *Sulfure d'argent.* — Le minerai riche des mines de Real del Monte (Mexique), contenant une faible proportion de blende et de pyrite de fer avec gangue quarzeuse, soumis à l'épreuve de la vapeur, rendait 24 % d'argent à l'essai. L'action est très lente même à 500°. Une addition de moitié de poids en pyrite de fer a accéléré quelque peu l'action.

#### 42. B. Sulfures complexes.

« Mes expériences ont porté sur le cuivre gris, la pyrite arsenicale et sur un minerai de Californie (contenant à peu près en parties égales du sulfure d'antimoine et de la blende), en mélangeant intimement chacune de ces matières avec des proportions variables de pyrites de fer. J'ai cherché d'abord à déterminer cette portion de pyrite qu'il faut employer, pour arriver à l'expulsion, à peu près complète, de l'arsenic et de l'antimoine.

« *Cuivre gris.* — Il contenait 50 % de gangue quartzeuse et était assez riche en argent. Il faut 100 de pyrites pour 100 de minerai et opérer à une température comprise entre 200° et 500°; il faut 900 parties d'eau pour 1 partie de cuivre gris.

« *Pyrite arsenicale.* — Mêmes résultats à peu près.

« *Sulfure d'antimoine et blende.* — Ce minerai n'exige pas autant de pyrites : 25 % donnent de bons résultats; il faut 500 parties d'eau vaporisée pour 1 partie de minerai.

45. « Résumé : 1° En comparant les résultats obtenus, la vapeur agit efficacement comme oxydant; le *surchauffage* de la vapeur rend le grillage plus rapide. Le temps nécessaire au grillage et la dépense de vapeur d'eau sont alors réduites, en moyenne, dans le rapport de 5 : 2.

« 2° Les conditions d'un bon grillage sont les suivantes : les minerais doivent être mélangés avec des proportions de pyrites, variables suivant la teneur des minerais; l'action de la vapeur doit être continuée jusqu'à cessation complète de dégagement de l'hydrogène sulfuré; la température doit toujours être un peu inférieure au rouge sombre.

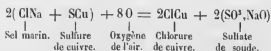
« 3° On favorise la rapidité du grillage, en ajoutant aux minerais des agents d'oxydation : oxyde de fer, oxyde de manganèse, pyrites grillées à l'air. Toutefois, dans le cas des minerais cuivreux, contenant de l'arsenic et de l'antimoine, si l'on ajoute les oxydants sus-mentionnés, ces trois corps non volatilisés se retrouvent dans le résidu presque complètement. » (Rivot, *loco citato*.)

Nous ajouterons ici que, d'après nos propres expériences, faites au laboratoire, le sulfure de cuivre se comporte, en présence de la vapeur d'eau surchauffée, comme les pyrites (41).

**B. Théorie de la chloruration sèche.**

44. Le chlorure de cuivre, avons-nous dit, est soluble dans l'eau : l'objet de la réaction, qu'on veut produire dans ce cas, est donc de transformer les minerais oxydés ou les sulfures, préalablement oxydés par un grillage initial, en chlorure de cuivre, en présence du sel marin.

La formule est la suivante :



La réaction donne lieu à du chlorure de cuivre et à du sulfate de soude.

Dans les fourneaux, il y a en outre dégagement d'acide chlorhydrique qu'on recueille généralement, — tant pour éviter l'action corrosive de cet acide délétère que pour l'utiliser industriellement, — dans des tours élevées et remplies de coke, etc., où une pluie fine d'eau arrose les gaz du four ; il y a également formation de chlore libre, de soude caustique, de sulfure de cuivre et d'oxydure de cuivre non attaqués, quand il y a excédent de sel.

Lorsque nous décrirons en détail les procédés en usage dans les usines qui nous serviront de types, nous donnerons quelques explications particulières concernant les minerais spéciaux traités dans les appareils où se fait la chloruration<sup>1</sup>.

**C. Appareils divers de grillage.**

45. Ces appareils très nombreux se subdivisent en six séries, que nous désignons, comme il a été dit, par les lettres A, B, C, D, E et F. Nous supposons le lecteur au courant de ce que M. Grüner expose à ce sujet au § IV, p. 80 des Principes généraux de la métallurgie (*Encycl. ch. T. V*).

**46. A. GRILLAGE EN TAS LIBRES.**

Nous prendrons comme type du grillage en tas les minerais de Rio Tinto, qui doivent être soumis à la cémentation et qui presque tous sont traités par ce mode de sulfatation. Les résidus de la cémentation retournent également à un grillage spécial en tas. Nous donnerons à la série B (55) un appareil de grillage installé assez récemment et destiné à recueillir une partie du soufre.

Les minerais tiennent de 1  $\frac{1}{2}$  à 2 % de cuivre (Voir (23)).

Les tas sont de deux espèces : les petits ont une contenance de 200 T. ; ils sont de forme hémisphérique, avec 8 mètres de diamètre à la base et 5<sup>m</sup>,50 de hauteur ; les grands ont une contenance de 1500 T., avec base elliptique de 17 mètres de grand diamètre, 10 mètres de petit diamètre et également 5<sup>m</sup>,50 de hauteur. Les premiers ont besoin de 2 mois et les seconds de 6 mois, pour donner leur résultat. La dépense en bois est de : 0<sup>m</sup>3,76 et 0<sup>m</sup>3,26 respectivement, par 100 tonnes de minerai : les grands tas sont donc plus économiques que les petits, au point de vue du com-

1. En toute rigueur, on le voit, les procédés dits de la voie humide sont, ainsi que nous l'avons dit, des procédés *mixtes*, puisque le grillage des minerais ou leur chloruration et le raffinage ultérieur du cuivre de ciment et autres opérations sur les résidus, etc., sont fondés sur la voie sèche.

bustible ; eu égard au rendement, c'est-à-dire à l'expulsion plus parfaite du soufre, les petits tas sont plus avantageux. Comparativement à la consommation en combustible pour le grillage des minerais pyriteux de cuivre et de plomb de Rammelsberg et des pyrites du Haut Hartz, les dépenses sont notablement moindres à Rio Tinto, puisque, dans les localités que nous venons de citer, elles s'élèvent respectivement à 16 et 36 mètres cubes de bois, pour 100 T. de minerai. Cela tient, sans doute, à ce que la teneur en soufre des pyrites espagnoles dépasse 30 % ; que, par conséquent, aussitôt que l'allumage est bien pris — ce qui exige des petits fourneaux auxiliaires, alimentés par des copeaux, broussailles, vieilles traverses de chemin de fer, etc. pendant les 10 premières heures de la mise en feu —, la combustion se propage d'elle-même et gagne lentement les couches supérieures de la masse. Un réglage du feu, assez difficile et souvent quelque peu négligé, à cause des vents dominants du pays, détermine l'ascension progressive de l'incandescence, qui doit être conduite de manière à ne pas produire trop d'ineuits, qu'on trouve lorsqu'on décharge les tas et qu'on en exécute le triage.

Dans les tas hémisphériques à base circulaire, l'aire est fortement damée avec de l'argile et du minerai pyriteux menu ; on construit deux canaux d'aérage, se croisant au centre, avec des pierres sèches : celles qui sont placées aux quatre angles du croisement sont de très fortes dimensions. Un sol artificiel de vieilles planches reçoit par couches successives le minerai à griller, disposé de façon à ce qu'il reste des interstices suffisamment grands entre les morceaux de minerai, dont la grosseur ou volume va en diminuant progressivement avec la hauteur du tas. Il y a de cette façon 4 secteurs, de 50 T. de minerai environ chacun, isolés les uns des autres par les canaux transversaux disposés en forme de croix, et en relation chacun d'eux, par le centre, avec 4 petits fourneaux, qui, ainsi qu'il a été dit ci-dessus, sont alimentés de combustible pendant 10 heures, c'est-à-dire jusqu'à ce que le feu se soutienne de lui-même. Les canaux ont environ 50 centimètres de hauteur et 15 centimètres de largeur : c'est par ces conduits que l'air, nécessaire à la combustion et à l'oxydation du soufre, s'introduit et pénètre dans les diverses couches de la masse ; la vapeur d'eau et l'acide sulfureux produits en grandes quantités ainsi que les gaz, acide carbonique, oxyde de carbone et autres produits de la distillation du bois, s'échappent à travers la couverture de minerai menu qui forme le chapeau de ce fourneau et se dégagent dans l'atmosphère.

Ces gaz très sulfureux donnent à toute la région où s'opèrent ces grillages un aspect désolé ; car ni un arbre, ni une plante ne résistent à leur action délétère. On a bien cherché à récolter une partie du soufre, et, en effet, on recueille fréquemment quelque peu de soufre brut, dans des trous enfoncés à coup de maillet, garnis ensuite de plats de terre cuite vernissée ; on a même construit des fours spéciaux, dont il sera question plus loin, ainsi qu'il a été indiqué ci-dessus, et qui ont donné de bons résultats ; mais, en thèse générale, il est sacrifié pour tous les minerais qui se traitent sur place. On renonce de la sorte à une économie cependant très réalisable ; parmi les appareils que nous décrirons ci-après en usage dans d'autres localités, il y en a certainement qui, de même qu'ils réussissent autre part, réussiraient dans la province de Huelva et diminueraient ainsi le prix de revient, tout en faisant disparaître les effets délétères produits sur la végétation et la santé publique.

Pour les aires des tas de 1500 T., la disposition est la même ; seulement l'ellipse

qui sert de base est divisée par un grand canal dans le sens de la longueur (17 mètres), et recoupée par des canaux transversaux à des distances variables; en général, on ménage, dans le tas, 5 de ces canaux transversaux. Les points de croisement sont également construits avec de grosses pierres et toutes les dispositions indiquées pour les tas de 200 T. sont reproduites sur une échelle sextuple : l'allumage se fait par 8 trous, au lieu de 4.

47. L'expérience a démontré que seulement avec des minerais pauvres, c'est-à-dire de 1 à 2 % de cuivre, cette méthode de grillage permet d'avoir une bonne répartition de ce métal dans la masse et par suite un bon traitement pour la cémentation; aussitôt que la teneur en cuivre s'élève, il y a concentration du cuivre vers le centre des morceaux de minerai et formation de *nucleos*, *tazzone* ou *noyaux*, sur la constitution desquels l'attention du lecteur a déjà été appelée plus haut et dont le mode de production a été expliqué (page 115).

A *Agordo* (Vénétie) et *Foldal* (Norvège), où l'on cherche à produire ces noyaux, des fours ont été construits spécialement dans ce but. Les essais faits par M. Dehansy à l'*Alosno* (Huelva), en 1858, et interrompus malheureusement par la mort subite de ce jeune ingénieur, avaient pour but de transformer par le grillage la masse totale des minerais en menus pauvres et noyaux riches, afin de ne soumettre à la cémentation que les parties externes, les moins riches en cuivre et triées; ils n'ont pas été poursuivis : c'était en somme le procédé Lürzer, ou plus exactement de Weyberg, ingénieur prussien (1692), modifié par MM. Beechi et Haupt, puis par M. Zoppi, et dont la théorie a été faite par Karsten, Werther, Plattner et Lürzer, qu'il s'agissait d'appliquer en Espagne. Il est probable que le succès eût couronné les efforts faits, car nous avons eu personnellement occasion d'en suivre de près la série et notre conviction est qu'il conviendrait de les reprendre à nouveau.

Il faut attribuer à une composition spéciale des minerais de Rio Tinto l'expulsion méthodique et parfaite du soufre par un grillage fait réellement sans grands soins; dans d'autres pays, les pyrites s'allument très difficilement, décrépitent et fournissent de grandes quantités de poussières, par suite d'une espèce d'efflorescence qui fait tomber le minerai en poudre, aussitôt qu'on le touche à l'air : c'est évidemment la nature intime de la gangue et des matières associées au cuivre qui donne lieu à ces différences; là où le délitage se produit naturellement de la sorte, il n'y a d'autre ressource, pour le traitement futur, que de faire une pâte de tous les débris. A *Agordo*, par exemple, on pétrit le minerai pulvérulent en boules, à l'aide d'un liquide contenant du sulfate de fer, qui, paraît-il, aide à la formation du sel de cuivre (procédé Beechi modifié).

On fait également avec les résidus du grillage, aux usines de la Mulda et de Halsbrücke (Saxe), des briquettes ou bien encore des boules, avec addition de 5 % d'argile. Le liquide avec lequel on les arrose pour faire la pâte est aussi, au lieu d'eau, une dissolution de sulfate de fer ou simplement d'acide sulfurique étendu, destinée à aider la sulfatation du cuivre.

Nous ne donnons point de figures spéciales d'appareils de grillage en tas; suivant les localités, dans le district même de Huelva, les dimensions changent : elles sont d'ailleurs toutes imitées de l'Allemagne, où le grillage en tas se pratique presque partout sous diverses formes, mais sur les mêmes principes. Au Mansfeld,

les tas ont 60 T., dans le Haut Hartz 110 à 117 T. de contenance. A Atvidaberg, on entremêle le minerai de bois, la quantité de soufre présente étant insuffisante pour continuer et maintenir la combustion. A Manyacan et à Manille, les tas sont de la contenance de 25 T. et d'un mètre de hauteur; la présence de l'arsenic dans les minerais de ces deux localités est révélée, dès le commencement du grillage, par l'émission de vapeurs très malsaines et caractéristiques du sulfure d'arsenic, et, vers la fin de l'opération, de vapeurs très nuisibles d'acide arsénieux.

48. Les figures 18 et 19 représentent un genre de *tas*, tels qu'on les construit à Rammelsberg, dans le Haut Hartz et qui, à cause de rendements assez satisfaisants, sert presque partout de type pour cette méthode de grillage. Les minerais à Rammelsberg tiennent :

Pyrites de cuivre . . . . .	5,40
— de fer . . . . .	24,96
Galène . . . . .	11,45
Blende . . . . .	27,75
Gaugues . . . . .	52,44

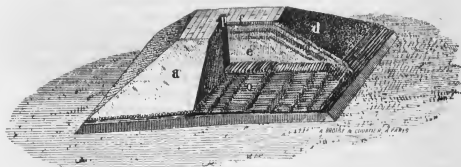


Fig. 18.



Fig. 19.

Comme on le voit, ces minerais sont compliqués de plomb et surtout de zinc.

Le sol est installé sur des scories damées avec de l'argile. La pyramide a 9<sup>m</sup>,25 de côté à la base : on y installe un lit de bois (25<sup>m</sup>), dans lequel



on ménage des canaux d'aérage. Le minerai, de diverses grosseurs, constitue un poids total de 115 à 150 T.; la fig. 18 représente la disposition des canaux, du bois, etc., en coupe; la fig. 19 montre la pyramide achevée : *o*, est le lit de bois; *p*, la cheminée de tirage; *e*, est le minerai en gros morceaux; le *g*, minerai moyen; *f*, le menu lavé; *d*, les schlicks; *X*, le tron d'allumage, etc.

La pyramide se termine par une couverte B de minerai fin; elle a en haut 5<sup>m</sup>,30 de côté; le faite — alors que la combustion commence à amener le soufre à l'état pâteux (après 10 à 12 jours) — est creusé de façon à former 25 trous profonds hémisphériques, où le soufre est recueilli dans des plats et puisé à mesure de sa production : ce soufre est brut et a besoin d'un raffinage. Le bas du tas est protégé contre les vents dominants à l'aide d'écrans mobiles en planches. Le grillage dure 3 à 4 mois, et le refroidissement exige en outre un à deux mois. On est arrivé à utiliser également, outre le soufre, une partie du sulfate de zinc formé. (Voir, pour des détails sur ce point intéressant, *B. Kerl. Gründriss der Metallhütten Kunde*. 2<sup>me</sup> édition, p. 72.) Le grillage a besoin d'être recommencé pour les incuits, deux fois successivement.

A Agordo, les *tas* de pyrites cuprifères (à 2 p. 100 de cuivre) sont tout à fait analogues à ceux que nous venons de représenter : ils ont 6 mètres de côté à la base, 4 mètres en haut, 2<sup>m</sup>,50 de hauteur et consomment 5 à 6 mètres cubes de bois : le soufre recueilli n'est que de 2 millièmes du poids du minerai. Mais les noyaux (p. 115), qu'on cherche à produire dans cette manière de griller, s'obtiennent en étouffant presque la combustion; le temps du grillage est par suite forcément de beaucoup augmenté.

#### 49. B. GRILLAGE EN STALLS OU CASES MURÉES.

Le grillage en stalls donne lieu à une économie de combustible, à une oxydation plus régulière et plus complète, à une plus grande production de soufre brut, à de moindres pertes mécaniques sur les menus transportés; mais, en retour, il exige plus de main-d'œuvre. Dans quelques usines, on obtient également des noyaux et comme produit secondaire du mercure sublimé (en Hongrie, à Altwasser, Iglo-Szlana et Stefaushütte).

Les figures 16 et 17, p. 81. Principes généraux (t. V, 1<sup>er</sup> cahier, *Encyclopédie chimique*), représentent le four de grillage des pyrites en morceaux de Chessy (France), en coupe transversale et longitudinale; l'inconvénient de cet appareil est que le centre du morceau de minerai est généralement peu grillé.



Fig. 20.

Les stalles sont disposées en général de deux manières : 1<sup>o</sup> à sole plane, 2<sup>o</sup> à sole inclinée et avec foyer latéral.

1<sup>o</sup> La figure 20 représente une série de stalles, à soles planes : *d*, est la couche de bois dans la stalle n<sup>o</sup> 1, laissant une ruelle au centre de la stalle; sur cette couche, on en établit une seconde qui couvre ce canal, stalle n<sup>o</sup> 3; n<sup>o</sup> 2, est la stalle mise en feu, mais encore ouverte; n<sup>o</sup> 5, la stalle fermée et en travail régulier; n<sup>os</sup> 4 et 6 sont des stalles vides attendant du nouveau minerai.

Pour le grillage dans ces stalles, le bois doit être de meilleure qualité que dans celles à sole inclinée.

50. 2<sup>o</sup> La figure 21 représente ce dernier genre de stalles de grillage : *a*, est la partie centrale de la sole qui est horizontale, et se termine en *b*; les foyers latéraux envoient la flamme dans les carreaux qu'on a ménagés, à l'aide de gros morceaux de minerai, dans la masse à griller, couchée de part et d'autre sur des soles inclinées *c*, *c'*, et pavées en briques ou dalles reposant sur un lit de scories. On ne dispose quelquefois le minerai, retenu par les murs verticaux *d* *d'*, que sur un côté; le second grillage, après triage des incuits, se fait alors sur l'autre côté resté libre.

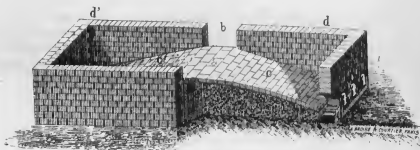


Fig. 21.

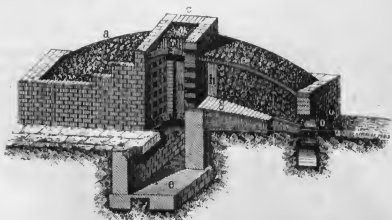


Fig. 22.

Ces fourneaux sont connus en Allemagne sous le nom de *Wellnersche-Stadeln*

ou *Freiberger-Stadeln* : ils ont l'inconvénient de se boucher assez facilement, par la chute du minerai dans les canaux ménagés dans la masse pour l'air et qui, en s'obstruant, arrêtent le grillage.

Les nouveaux fours sont à cheminée centrale et à carnaux ou galeries en maçonnerie, ce qui permet d'éviter ces inconvénients : la fig. 22 donne une perspective de ce genre de fours.

La sole *g* reçoit le minerai *a* ; les foyers sont en *o* ; les carnaux inférieurs d'air *e* sont constitués par des voûtes ou galeries *y* ; la cheminée centrale *h, h*, terminée en *c*, recouvre des chambres de condensation *b*, destinées à recueillir le soufre brut. Elles sont construites en briques, qui laissent entre elles de nombreux orifices *f*, pour l'écoulement des gaz ; *q* est une voûte ou arceau de soutien, avec mur vertical *d*, retenant les menus.

51. A Falhun, en Dalécarlie, et à Atvidaberg, en Ostrogothie (Suède), ces fours ont de 4<sup>m</sup>,15 à 4<sup>m</sup>,35 de longueur, de 5 mètres à 5<sup>m</sup>,50 de largeur et de 4<sup>m</sup>,18 à 4<sup>m</sup>,78 de hauteur. Le minerai pyriteux contient de la blende et de la galène (6 à 10 pour 100) : on recueille un peu de soufre distillé.

La couche de bois a 0<sup>m</sup>,30 d'épaisseur, et l'on mêle du menu de charbon au minerai, pour décomposer sûrement le sulfate de zinc. Le grillage dure quatre semaines pour 78 tonnes de minerai et exige 8<sup>m</sup>3,5 de bois.

Anciennement le grillage était fort négligé et l'on produisait des masses de grumeaux, riches en sulfure de zinc, appelés *skummas*, contenant jusqu'à 12 0/0 de cuivre. Ces noyaux étaient rejetés ; depuis on a retraité avec avantage, pour les 2/5 environ, les *skummas* des anciennes halles : on évite maintenant leur formation, par des soins convenables dans la conduite du grillage en tas.

Ces mêmes stalles sont aussi en usage à Freiberg et à Przibram, pour le grillage des mattes cuivreuses ; elles n'ont cependant pas réussi à Rothenbach (Bas-Altz), où l'on en est revenu de nouveau au grillage en tas<sup>1</sup>.

52. Dans cette même catégorie de stalles rentre la stalle dite de *Styrie* ou d'*Agordo*, représentée figure 25 en coupe horizontale, et figures 24 et 25 en coupes verticales.

La stalle est disposée pour la cueillette du soufre et surtout pour la formation des noyaux : c'est l'installation à laquelle nous avons fait allusion plus haut et qui a été mise en exécution dans ce but, à Agordo par M. Lurzer, directeur de l'usine, en 1867.

Elle a 17 mètres de longueur, 8<sup>m</sup>,50 de largeur et 2<sup>m</sup>,50 de hauteur ; les murs ont 1<sup>m</sup>,60 d'épaisseur. La sole présente des alternatives de surfaces inclinées en sens inverse, *a, b*, avec des rigoles qui conduisent le soufre dans des réservoirs centraux, d'où il s'écoule, par les canaux *f* dans les récipients extérieurs *g* ; de nombreuses chambres de condensation *c, c*, se trouvent en communication avec l'intérieur de la stalle, où le soufre en vapeur amené par neuf canaux se solidifie.

1. On ne peut s'empêcher de remarquer qu'à Rothenbach, ni le traitement des minerais de plomb par les procédés modernes, ni le pattinsonnage, ni les procédés de désargentation par le zinc, ni la voie humide, etc., n'ont pu réussir, depuis 50 ans ; il y a réellement des usines très réfractaires au progrès : est-ce difficulté exceptionnelle du minerai, est-ce routine ?

L'air pénètre par des orifices à la base dans l'intérieur de l'appareil. Les minerais, à 2 pour 100 de cuivre, donnent 15 à 14 pour 100 de noyaux (à 4,5 pour 100

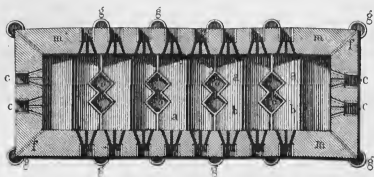


Fig. 23.



Fig. 24.

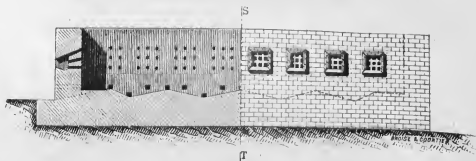


Fig. 25.

de cuivre) et 76 pour 100 de croûtes (à 1,5 pour 100 de cuivre) : ces dernières sont l'objet du traitement par voie humide. Nous avons donné plus haut leur composition (59).

Le rendement en soufre brut varie de 20 à 40 pour 100.

	NOYAUX RICHES	NOYAUX PAUVRES	TERRES et ENVELOPPES
Les proportions des produits sont les suivantes. .	44,78 %	1,48 %	86,74 %
	15,26 %		
Cuivre contenu (1,5 pour 100 en moyenne). . .	5,05 %	4,45 %	0,701 %
Les consommations sont les suivantes :			
Combustibles :			
Bois de corde. . . . .			0m5,025
— Bois de copeaux. . . . .			0m5,001
Main-d'œuvre (4 ouvriers) : Grillage. . . . .			0m, 15
— (121 ouvriers) : Cassage et triage. . . . .			0m, 50

La quantité de minéral grillée par an est de 15.500 tonnes, réparties en 80 opérations de grillage.

Le soufre brut obtenu, très impur, est purifié dans des chaudières en fonte, par simple fusion et par charge de 150 kilogr. ; la masse raffinée est moulée en canons.

	SOUFRE DES TAS	SOUFRE DU FOUR STYRIEN.
Rendement en soufre. . . . .	2,9 pour 1000 de minéral.	18,89 pour 1000 de minéral.
Perte en soufre. . . . .	25 — —	140 — —
Main-d'œuvre par tonne de soufre. .	5m50	5m60
Bois consommé. . . . .	0m75	0m,82

A Wicklow, on produit également, dans des stalles très analogues, des noyaux et des croûtes, avec quelque peu de soufre brut sublimé.

55. A cette même catégorie de stalles enfin appartient encore l'appareil construit

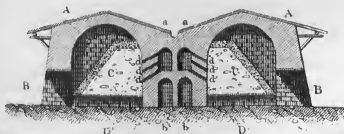


Fig. 26.

récemment dans le district de Rio-Tinto, auquel nous avons fait allusion plus haut (46) et qui est représenté figures 26 et 26 bis.

Les stalles D sont doubles ; elles ont 19 mètres de long, 4 mètres de large,

3 mètres de hauteur et contiennent 400 tonnes de minerai (à un peu moins de 4 pour 100 de cuivre). B, B sont les ouvertures de chargement; en C, est le minerai chargé sur un lit de broussailles (*jara et romero*); au-dessus, est une cou-

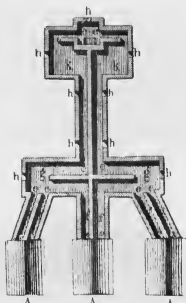


Fig. 26 bis.

verte établie en minerai menu; *d, d, d*, sont les canaux qui communiquent avec les grands earneaux *a*, qui, à leur tour, communiquent, par leurs extrémités, avec les grands earneaux inférieurs *b*.

Ces galeries conduisent, par des conduites *f* couvertes en ardoise (voir fig. 26 bis), à des chambres de condensation, la première *g*, la seconde *k*, et finalement à un bassin de réception central, placé au milieu de la chambre *k*, pour recueillir le soufre condensé. Les portes *h* murées sont ouvertes, lorsqu'il s'agit de recueillir le soufre. L'opération de grillage dans cet appareil dure 5 mois.

54. En Bohême, la stalle connue sous le nom de *stalle bohémienne*, représentée figure 27, consiste en un prisme muré A, de 7<sup>m</sup>,55 de long et 5<sup>m</sup>,65 de large : un des côtés reste ouvert et n'est fermé que lorsque le chargement est terminé. La sole est inclinée, couverte d'un lit de bois, sur lequel s'installe la masse minérale *m, m* (coupée dans le dessin); les orifices, qui la séparent de la chambre de condensation voisine, conduisent les vapeurs de soufre à ladite chambre B, divisée en trois compartiments *e*, dans lesquels les vapeurs sont forcées de cheminer de haut en bas, puis de bas en haut, etc., pour se condenser finalement dans la dernière; *b* est la cheminée de tirage, de faible hauteur.

Tous ces fours ont la plus grande analogie avec les fours à stalles usités pour la

sublimation des minerais de soufre natif (*calcaroni* de Sicile et *hornos de distillation* de Lorca, Hellin, Almería, etc., en Espagne).

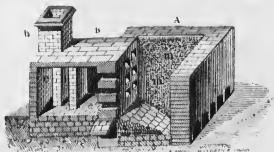


Fig. 27.

### 55. C. FOURS DE GRILLAGE À CUVE.

Ces fours, connus en Angleterre sous le nom de *kilns*, sont fort semblables aux fours à chaux ordinaires et ont reçu des formes diverses. Les avantages qu'ils présentent sur les appareils précédents sont : un travail plus rapide, un grillage plus parfait, une économie de combustible et une utilisation du gaz acide sulfureux, pour la fabrication de l'acide sulfurique ou de l'hydrogène sulfuré.

Nous les classons en deux séries :  $\alpha$ ) Fours à cuve pour gros et menus ;  $\beta$ ) Fours à cuve pour menus seuls.



Fig. 28.

### 56. $\alpha$ ) Fours à cuve pour minerais tout venant, gros et menus.

Le four employé à Ocker, un peu primitif et représenté figure 28, peut servir de

type; il a ses orifices de chargement en *b*, de déchargement en *a* et *c*, à la base du sac à minerai. Les ouvertures *d*, *e* et *g* servent de carnaux de nettoyage et permettent de sonder la charge au ringard; les carnaux d'écoulement de gaz se trouvent en *i* et en *k*: *b* est une galerie voûtée intérieure. Ces fours ont 2 mètres de haut, 4<sup>m</sup>,25 de côté au faite et 0<sup>m</sup>,65 à la base. On y passe, dans quatre semaines, 250 tonnes de minerai gros et menu, tenant 15 pour 100 de pyrite cuivreuse, 25 pour 100 de pyrite de fer, un peu de galène (11 pour 100), assez de blende (28 pour 100) et 24 pour 100 de gangue, composée principalement de sulfate de baryte. On dépense 1 mètre cube de bois par tonne de minerai.

Le second grillage ne dure que trois semaines et ne consomme que 0<sup>m</sup>,9 de bois. La masse retient 12 pour 100 de soufre, et l'on en extrait jusqu'à 20 pour 100 de sulfate de zinc, par arrosage de la masse avec de l'eau, après grillage: le soufre n'est pas complètement expulsé à dessein, pour qu'il puisse fournir le quantum de soufre nécessaire à la constitution d'une matte cuivreuse ultérieure.

57. De nouveaux fours de grillage à cuve ont été installés au Bas-Hartz, à Altenau; ils se composent de cinq fours, disposés autour d'un axe central et sont fort analogues aux fours à briques, connus sous le nom de fours Hoffmann: ils sont presque exclusivement destinés au grillage des mattes cuivreuses, souvent très plombées; cependant on y grille aussi des minerais.

Ce qui les caractérise, c'est l'établissement à l'intérieur d'un plan incliné à angles amortis, divisant la charge pour l'extraction au dehors des matières grillées.

Les dimensions du four sont: 2<sup>m</sup>,10 de hauteur, 4<sup>m</sup>,46 de largeur, 4<sup>m</sup>,46 de longueur à la base et 1<sup>m</sup>,20 de longueur au faite: le plan incliné a 0<sup>m</sup>,60 de hauteur et 0<sup>m</sup>,40 de largeur au pied.

Le soufre est recueilli à l'état de gaz acide sulfureux et converti en acide sulfurique (usines de Ocker et Altenau). Le haut de l'appareil communique avec les chambres de plomb: le coffre à nitrate de potasse, pour fournir l'acide nitrique nécessaire à la réaction pour la fabrication de l'acide sulfurique, se trouve disposé sur les parois de l'un des fours; un tuyau de fonte amène les gaz aux chambres. Les mattes tiennent 2 à 5 pour 100 de cuivre; les minerais sont très variés et en général assez plombés et zingueux.

On passe tous les jours: 215 kilog. de matières par mètre carré de surface de grille, 1° soit 4<sup>m</sup>,50 de minerais mêlés, donnant, sur 100 de matières, 90 kilogrammes d'acide sulfurique, ou bien encore: 2° 5 tonnes de minerai plombé (peu siliceux), fournissant 70 kilogrammes d'acide sulfurique à 50° Baumé sur 100 kilogrammes de matières. Les chiffres que nous citons sont ceux de la fabrication à Ocker. Disons en passant qu'on use par 100 kilogrammes d'acide sulfurique à 66° B., provenant de ces deux espèces de minerais: 1<sup>kg</sup>,50 à 2 kilogrammes de nitrate de potasse.

Quelquefois, quand on est conduit à rabaisser le plus possible (à 6 ou 7 pour 100) le soufre des résidus demeurés trop élevés (à 10 ou 12 pour 100), on les grille une seconde fois sous toit. La durée de ce second grillage est de trois à quatre semaines, pour 150 à 200 tonnes, et il est répété au besoin une troisième fois. La consommation en bois, dans ces fours, appelés *Rotschachofen*, est de 2<sup>m</sup>,5 pour le second grillage et 1<sup>m</sup>,8 pour le troisième, sur 10 tonnes de minerai.



Les minerais blendeux donnent dans ces fours moins de sulfate de zinc que dans les tas libres : le sulfate de zinc est également enlevé par un lessivage à l'eau ; on termine le traitement par l'acide sulfurique étendu, afin d'obtenir le rendement total en sulfate de cuivre, qu'il s'agit d'extraire, après l'enlèvement du sulfate de zinc.

58. En thèse générale, au Hartz, le traitement, pour obtenir un bénéfice sur le soufre, n'est considéré rémunérateur pour la fabrication de l'acide sulfurique provenant de l'acide sulfureux dégagé par le grillage, que si la teneur en soufre est au moins de 35 pour 100 dans les blendes et 25 pour 100 dans les pyrites.

A Freiberg, où l'acide sulfureux est chargé d'acide arsénieux, on force le gaz, pour s'en débarrasser partiellement, à traverser une pluie d'eau, avant de le laisser passer aux chambres de plomb.

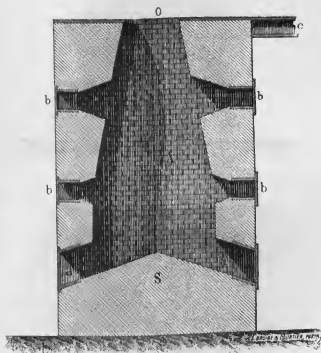


Fig. 29.

On a remarqué encore que si l'on veut décomposer les sulfates de zinc formés, lorsqu'il y a du zinc en présence (blende généralement), il faut ne pas négliger d'introduire du bois dans la masse à griller; dans ce cas, le gaz acide sulfureux est, il est vrai, mélangé d'acide carbonique et d'oxyde de carbone, qui gênent quelque peu les réactions ultérieures des chambres de plomb.

59. A Bottino (Toscane), on charge à la fois 6 tonnes de galènes pyriteuses à 25

pour 100 de plomb, dans un four à cuve, où le minéral alterne avec des couches de bois et de charbon : l'opération dure 15 à 20 jours, et l'on applique ce même procédé aux mattes, qui ensuite sont traitées par voie humide pour cuivre de ciment.

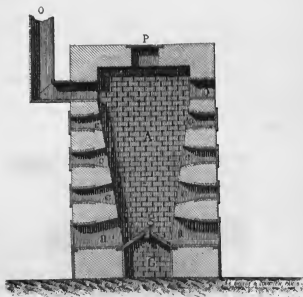


Fig. 30.

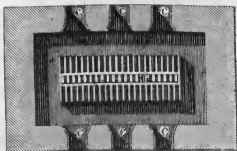


Fig. 31.

60. Nous citerons encore, comme rentrant dans la série des fours à cuve, le four courant de Freiberg, dit *Freibergerkilm*, représenté figure 29, en coupe.

A est le sac, dont les dimensions en largeur sont : 4<sup>m</sup>,26 à la base, 4<sup>m</sup>,57 au ventre et 4<sup>m</sup>,05 au gueulard, O, sur 5<sup>m</sup>,45 de hauteur totale (1<sup>m</sup>,02 au-dessus de la sole S, à double pente). Les orifices *a* de déchargement sont également l'office d'entrées d'air. Les carneaux *bb* constituent les ouvertures de travail et de nettoyage ; *c*, est le canal de l'acide sulfureux dirigé sur les chambres de plomb.

61. De nouveaux fours ont été construits, dans le même style, mais un peu plus commodes encore pour la charge et la décharge des minerais et mattes cuivreuses.

La figure 50 représente la coupe verticale et la figure 51 la coupe horizontale de l'un de ces nouveaux appareils. La hauteur est de 3<sup>m</sup>,15 ; la section horizontale varie : elle est de 2<sup>m</sup>,20 sur 1<sup>m</sup>,55 pour les minerais et de 3<sup>m</sup>,15 sur 1<sup>m</sup>,55 pour les mattes. La base est formée d'une grille *g*, en dos de selle, sous laquelle règne une voûte *G*, par où l'on récolte les menus tombés et se fait l'introduction de l'air nécessaire à la combustion. Les gros morceaux de minerai sont enlevés par les ouvertures *a* ; la charge se fait par trois trous supérieurs *P* ; les portes de travail et de nettoyage *c*, *c*, *c*, se trouvent sur trois lignes, à différents niveaux ; *O, O* sont les carneaux de sortie du gaz acide sulfureux, envoyé aux chambres de plomb.

62. Les *Kiesbrenner* ou brûleurs de pyrites, souvent sans aucune teneur en cuivre, mais assez généralement à faible teneur en ce métal, ont encore reçu diverses autres formes : le four à tablettes ou plaques et à barreaux mobiles, dit four *Olivier Perret* (à Saint-Bel et Chessy), dont nous avons déjà parlé et qui a été copié partout ; le four *Malétra* d'Aubervilliers, à cases ou tablettes (Voir Principes généraux, p. 85), à deux étages ou niveaux ; le four à barreaux rotatoires (Walter) ; les fours à cascade (Gerstenhöfer, Hasenclever-Helbig, etc.) : ce sont autant de variantes, exécutées dans le but de créer un travail plus économique et d'obtenir des résultats plus parfaits, tant pour les minerais gros que pour les poussières.

Nous représentons ci-après quelques-uns des types principaux en usage :

63. Le fourneau à plaques *Olivier Perret* (fig. 52 et 53), déjà représenté pages 81, 82 et 85 (*Principes généraux* de l'Encyclopédie), est donné ci-après avec ses nouvelles modifications ; il reçoit le minerai dans l'espace *A*, terminé à la base par les

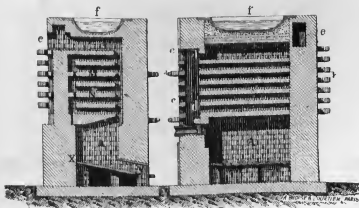


Fig. 52.

Fig. 53.

barreaux de grilles mobiles. Six étages de tablettes *b*, reçoivent la matière, chargée par les orifices *e* et qui, lorsqu'elle est grillée, tombe, en retirant

les plaques, dans le canal vertical de décharge *d*. Le carneau des gaz est en *e*; ils chauffent et, en passant, concentrent, à l'aide de la chaleur perdue, les liqueurs des bassines *f*, alimentées d'acide sulfurique provenant des chambres de plomb et encore insuffisamment concentré.

64. Le four Walter est représenté, figure 54 et figure 55, en deux coupes verticales, à angle droit l'une sur l'autre; il se compose d'un espace *A*, chargé de

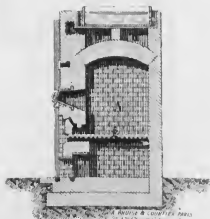


Fig. 54.

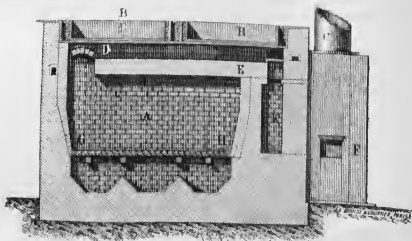


Fig. 55.

minerais (longueur, 5<sup>m</sup>,40; largeur, 1<sup>m</sup>,25; surface 5<sup>me</sup>,20), reposant sur la grille GH, à barreaux mobiles *g*, de section elliptique (0<sup>m</sup>,074 sur 0<sup>m</sup>,040). La voûte *E* se trouve à 1<sup>m</sup>,50 au-dessus de la grille; le carneau de sortie du gaz acide sul-

fureux est en D (il a 0<sup>m</sup>,55 de section carrée). A l'imitation du four Olivier Perret, les gaz chauffent, par leur chaleur perdue, les deux bassines B,B, chargées d'acide sulfurique insuffisamment concentré, et se rendent aux chambres, par le canal commun C de conduite; le tirage se fait par la cheminée F.

65. Souvent le mouvement tournant de la grille est combiné avec celui du minerai menu à travers un moufle. Rappelons ce que dit M. Grüner sur le grillage dans les fours à moufle, dans les *Principes généraux* (T. V, 1<sup>er</sup> cahier de l'*Encyclopédie chimique*, p. 85) :

« Le grillage des minerais se fait dans un moufle, lorsqu'on veut séparer les produits gazeux, provenant du grillage, des gaz du foyer. Le moufle a la forme d'un réverbère, mais la flamme de la chauffe, au lieu de passer au travers du laboratoire, circule par les carneaux sous la sole, le long des parois du four.

« A part cela, le travail du grillage est le même dans le moufle que sur la sole d'un réverbère ordinaire. Pour mieux utiliser la chaleur et rendre le grillage en partie automatique, on peut même établir, à la suite du moufle, une gaine inclinée où le minerai subit, pendant son trajet dans ce long couloir, un premier grillage, qui s'achève ensuite sur la sole du moufle. Les gaz de la chauffe, après avoir circulé autour du moufle, passent également par les carneaux, tout le long de la gaine, pour y chauffer le minerai. Des fours de ce genre ont été établis par M. Hasenclever, dans quelques mines des bords du Rhin. »

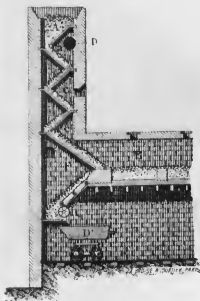


Fig. 36.

66. Le four Hasenclever-Helbig laisse descendre les charges de minerai, pour économiser de la main-d'œuvre, par l'intermédiaire de plans inclinés successifs, disposés en zigzags, dans une tour verticale.

La figure 56 représente un de ces fours ; A, est une trémie qui reçoit le minerai et le déverse sur les plaques inclinées *a*, *c*, d'où il glisse, grâce à un mouvement inverse de cylindres rotateurs *h* (mis à l'usine d'Ocker par une force motrice hydraulique), dans un wagon de réception D'. Les gaz perdus, — provenant d'une autre partie de l'appareil, E, où les minerais, en plus gros morceaux, subissent le grillage sur barreaux tournants mobiles, — se mêlent à ceux de la colonne descendante des plaques, autour desquelles ils circulent pour se rendre ensemble dans le canal commun des chambres de plomb, par le conduit D.

67. M. Kerpely a également inventé un four à cuve, en 1869, avec chute du minerai en zigzag, quatre ans, paraît-il, avant MM. Hasenclever et Helbig.

La forme du four Hasenclever-Helbig a été modifiée récemment.

Les figures 57 et 58 le représentent dans sa nouvelle construction.

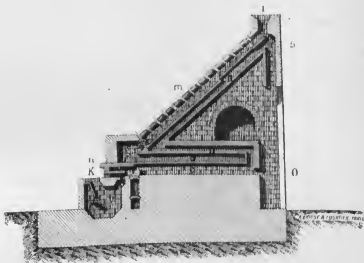


Fig. 57.

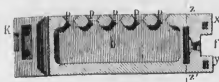


Fig. 58.

La figure 58 est une coupe horizontale, au niveau de la ligne KO, qui coupe horizontalement le montre *b*.

Le foyer est un gazogène ou générateur à gaz Siemens (Voir Encyclopédie, *Principes généraux*. T. V, cahier n° 1, p. 44, 45 jusqu'à 55), dont les trémies ou bouches de chargement sont en *k* et les canaux d'appels d'air en *n*. Ces générateurs ont

été remplacés depuis peu par des foyers à flamme directe; mais on continue à les appliquer, pour les minerais de pyrites de fer, à Allevard et en Suède.

Les flammes lèchent la face inférieure de la sole *a*, enveloppent la cornue ou moufle *b*, se rendent, par le carneau *e* et par le canal horizontal faisant voûte au-dessus du moufle, dans le canal incliné ou gaine *g, m, l*, et de là, dans la cheminée. La trémie *i* du canal incliné, chauffé à sa base par les gaz qui passent, reçoit le minerai qui descend graduellement sur le plan incliné *gs*, pour s'étendre sur le plan horizontal de la sole *b* de la cornue ou moufle: là il est pelleté, râblé et poussé sur la sole *a*, à l'aide d'orifices de communication ménagés dans le plan de base, et enfin tiré au dehors par la porte de travail *f*, lorsque l'opération est terminée. Les gaz du canal incliné pénètrent, par des ouvertures, dans les compartiments ou cellules créés par des registres dans le tuyau incliné *gs*, où se prépare le grillage, qui de la sorte se fait progressivement à mesure de l'avancement du minerai jusqu'à la sole inférieure; des cylindres rotateurs provoquent le glissement lent des minerais sur cette sole. On retire par ce grillage gradué et méthodique des minerais qui retiennent moins de 1 0/0 de soufre.

#### 68. β). Four pour minerais exclusivement en poussière ou en schlicks.

Lorsqu'il s'agit de traiter des poussières fines de pyrites, l'opération est plus délicate, à cause des pertes mécaniques, des dangers d'une combustion des matières pulvérulentes en dehors de l'appareil et de leur influence funeste sur la santé des ouvriers. On distingue les appareils de cette espèce en appareils simplement ouverts et appareils hermétiquement fermés. La série de ces appareils est également assez nombreuse; nous nous contenterons de donner la description: 1° du four à cascade et à chicanes ou four automatique de Gerstenhöfer, qui fonctionne dans plusieurs usines de Swansea et de l'Allemagne, et 2° le four à cascade de Stetefeld, très répandu aussi en Allemagne et en Amérique.

#### 69. 1° Four à cascade et à chicanes de Gerstenhöfer.

Voici ce qu'en dit M. Gruner (Principes généraux, p. 84, t. V, 1<sup>er</sup> cahier de l'*Encyclopédie chimique*):

« La matière à griller se meut, par son propre poids, dans une tour verticale, « chauffée au rouge, où sont installées de nombreuses chicanes, en forme de « poutres horizontales, à deux pans faiblement inclinés, le long desquels le minerai « glisse, tandis que le courant d'air se meut en sens inverse, de bas en haut. La « chaleur est entretenue par l'oxydation même des sulfures métalliques. On donne « aux fours 6 à 7 mètres de hauteur et l'on y installe 15 à 20 rangées de chicanes « placées verticalement à 0<sup>m</sup>,20 de distance l'une de l'autre. L'appareil est ingénieux, mais ne réalise jamais un parfait grillage. Pour griller complètement, il « faudrait du menu très fin, qui est alors en partie entraîné par le courant d'air. « Afin d'éviter cet inconvénient, on opère sur des grains d'une certaine grosseur, « dont le centre ne peut alors s'oxyder, faute de temps. Le four à cascades ne produit par suite qu'un grillage *partiel*, en quelque sorte préparatoire. » Les nouvelles modifications apportées pour griller le minerai tout à fait menu permettent de rectifier cette opinion de l'illustre maître.

70. Les dessins de ces nouveaux fours sont au nombre de cinq.

La fig. 40 représente la vue de face; la fig. 39 représente la coupe verticale en travers d'après la ligne *MN*; la fig. 41 la coupe verticale suivant *PQ*; la fig. 42 donne le détail de la distribution pour faire le chargement du minerai; les fig. 43 et 44 donnent les nouvelles modifications introduites pour diminuer les poussières et extraire plus facilement le minerai dont le grillage est achevé.

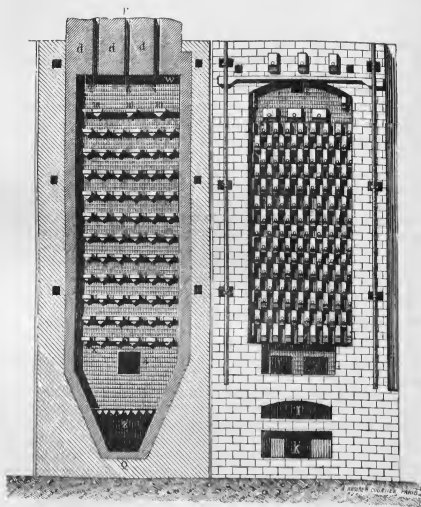


Fig. 39.

Fig. 40.

Le minerai pulvérisé tombe des caisses *F* (fig. 42) à travers le tamis *A*, dans la bêche en tôle *r*, et descend, au moyen des trois distributeurs *O* à pignon *h*, dans les canaux *b, b, b* (représentés par les lettres *d, d, d* dans les figures 39 et 41) et enfin dans la voûte *w*, sur les chicanes *m, m, m*, du fourneau incandescent *A*. Il rencon-



tre là les plaques *n*, fig. 41, maintenues par les assises en pierre *x*. L'air fournissant l'oxygène arrive au four soit par les canaux *t* et *k* (fig. 41 et 40) et un conduit spécial, réglé par la valve *O*, située dans la galerie *N*, soit encore par les ouvertures *hh* (fig. 40), où l'air introduit rencontre les menus qui descendent.

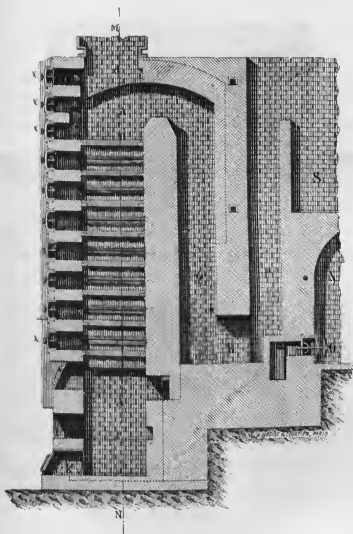


Fig. 41.

Le foyer *z* (fig. 39), installé seulement pour produire l'incandescence du four, est enlevé aussitôt ce résultat obtenu : la porte *t* est murée; les ouvertures *h, h* fournissent alors seules l'air nécessaire; le cendrier devient par suite la porte d'extraction de la masse grillée. Les orifices *X, X, X* sont des portes de nettoyage, fermées par des couvercles en fer, qui présentent au centre un trou que bouche

un tampon en argile et qui permet l'examen de l'intérieur de l'appareil, le nettoyage au ringard et l'afflux d'air supplémentaire, en cas de besoin. Le carneau de sortie *s* conduit les gaz dans la cheminée descendante *Q* (fig. 41) et, par le cintre *R*, ils pénètrent dans les chambres *P*, *S*, destinées à recueillir les poussières.

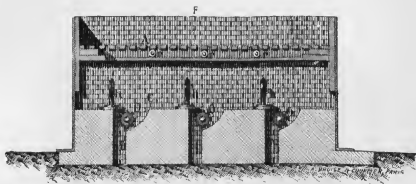


Fig. 42.

Ce fourneau, au Mansfeld, a une hauteur de 5<sup>m</sup>,65, une largeur de 1<sup>m</sup>,42 et une profondeur de 0<sup>m</sup>,785. Les murs ont une épaisseur de 0<sup>m</sup>,65 sur les longs côtés, et de 0<sup>m</sup>,48 sur les petits côtés.

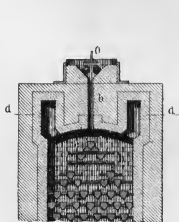


Fig. 43.

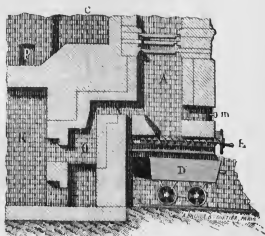


Fig. 44.

Quand on y grille des minerais pyriteux non plombeux ou très pauvres en plomb, ce four donne de bons résultats, comme qualité de grillage, surtout depuis qu'on y a introduit les modifications que nous allons indiquer.

Dans le but de diminuer la quantité de poussières, on a remplacé les trois distributeurs par une seule trémie *Ob* à cylindre (fig. 43); on a ménagé pour l'écon-

lement des gaz, 4 orifices dans la voûte du four *A*, qui sont en communication deux à deux avec un carneau général *dd*, qui débouche, par une extrémité, dans les chambres de condensation et, par l'autre, dans la face antérieure du four; les poussières de la sorte sont plus aisément amenées soit dans le fourneau, soit dans les chambres. Les poussières sont du reste moins abondantes, parce que l'éloignement, entre la sortie des gaz et l'entrée des minerais qui tombent, est plus grand; la sortie des gaz se fait d'ailleurs sur une large face de l'appareil, tandis que la chute des minerais se fait sur les petits côtés, ce qui contribue encore d'avantage à la diminution des quantités de poussières entraînées.

Une modification pour l'extraction des masses grillées de l'appareil a été également installée à la base du four *A*: elle est représentée fig. 44, et consiste dans un conduit, qui termine la cuve, en forme de caisse en fonte, dans laquelle une vis d'Archimède, mue par une manivelle montée sur l'axe *E*, amène le minerai

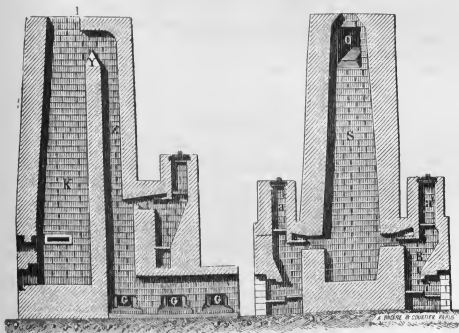


Fig. 45.

Fig. 46.

dans le wagonnet *D*. Pour éviter aux ouvriers, pendant la manœuvre, l'aspiration du gaz acide sulfureux, on a disposé, dans la paroi postérieure de l'espace occupé par le wagonnet, un carneau qui communique avec le tirage principal, et on ferme, pendant le travail, à l'aide de deux portes en tôle, la paroi antérieure de l'enceinte qui est réservée au wagonnet. Dans le but de forcer la température du four, surtout dans le cas de minerais trop difficiles à griller à basse température, on a ménagé en outre, en communication avec le four, dans la galerie *K*, une grille spéciale et un foyer auxiliaire *O*: les produits de la combustion passent au four *A*.

71. 2<sup>o</sup> Four à cascade de Stetefeld.

Les figures 45 et 46 représentent les deux coupes verticales à angle droit de cet appareil. A est le four de 8<sup>m</sup>,80 de hauteur, 1<sup>m</sup>,58 de largeur en bas et 0<sup>m</sup>,94 de largeur en haut. Le foyer est un générateur à gaz Siemens. Le minerai en poudre est tamisé et envoyé régulièrement par un distributeur dans l'intérieur de la tour. Ce tamis est placé au faite du four et consiste dans une caisse en fonte qui, pour éviter l'échauffement, est constitué à parois creuses, dans lesquelles circule de l'eau froide : il est garni à sa base d'une tôle percée fixe, au-dessus de laquelle une autre tôle, à mailles plus grosses et encadrée dans un rectangle de fer, reçoit un mouvement très rapide de va-et-vient, avec une course de 8 centimètres environ : le minerai tombe de la sorte par le plan incliné O (fig. 46), dans le four (K ou S) en pluie fine et régulière. X est une cheminée latérale descendante pour les poussières recueillies dans l'enceinte ou chambre de condensation et qu'on vide par les portes G, G, G. Le foyer ou générateur à gaz B, dont les trémies sont en a, est installé sur cette enceinte, au-dessus des portes G.

Ce fourneau sert aussi aux États-Unis pour la chloruration du minerai, en faisant tomber soit un mélange de sel et de minerai, soit en envoyant de l'acide chlorhydrique en pluie ou gazeux ou du gaz chloré par la partie inférieure de la tour. Quand les minerais sont très plombés, il arrive assez facilement qu'il s'encroûte. On lui préfère dans ce cas les fours rotatoires (de Bruckner), dont nous allons nous occuper. Le four de Stetefeld fournit 24 tonnes de minerai grillé par jour, c'est-à-dire autant que 12 fours à réverbère ordinaires.

## 72. D. FOURS ROTATOIRES.

Ces fours font le râblage mécanique, automatiquement, à l'aide d'un moteur, et de la sorte évitent le travail souvent irrégulier et intermittent de l'ouvrier opérant avec le râble ou la spadelle.

73. 1<sup>o</sup> Four rotatoire ou grilloir mécanique de Bruckner. — Les figures 47 et 48 représentent le four cylindrique Bruckner, en projection horizontale et en coupe ; il est composé d'un cylindre en tôle B, de 3<sup>m</sup>,50 à 5<sup>m</sup>,80 de long, sur 1<sup>m</sup>,60 à 1<sup>m</sup>,90 de diamètre, garni à l'intérieur de briques réfractaires, et à l'extérieur d'anneaux E, E', qui roulent sur des galets F. Une roue dentée K, engrenant avec un pignon H, monté sur un arbre de couche G, lui donne un mouvement de rotation lent, de 2 à 5 tours par minute. Le foyer est en A ; par le carneau C, les gaz se rendent dans le tonneau B et de là, par le carneau L, à une cheminée ou à des chambres de condensation et finalement aux chambres de plomb, pour la fabrication de l'acide sulfurique. L'orifice de chargement D est fermé par des boulons de rappel et forme trou d'homme.

Le minerai est remué automatiquement à l'aide de plaques en tôle m (fig. 48) placées à l'intérieur, ayant une inclinaison de 15 degrés, percées de trous et revêtues d'argile réfractaire ; elles sont glissées dans des rainures placées latéralement sur des tuyaux creux n, constamment traversés par de l'air froid. Dans quelques usines (à Niderland Mill), on a supprimé cet agitateur intérieur, parce qu'il produisait trop de poussières : cette suppression ne peut se faire que dans le cas de minerais faciles à griller.

En Angleterre, à Ripley, ce diaphragme a été remplacé par des ressauts en briques réfractaires, disposés sur une ligne hélicoïdale, dans la maçonnerie intérieure même dont ces chicanes font partie.

Les appareils similaires de Smith White et d'Oxland sont inclinés à l'horizon, au lieu d'être horizontaux.

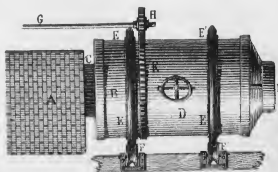


Fig. 47.

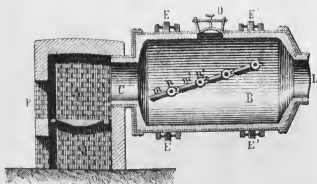


Fig. 48.

#### 74. 2° Four rotatoire de Smith White et Onland.

Les figures 49 et 50 représentent, en coupes longitudinale et transversale (par la ligne ST), cet appareil. J, J est le plancher du chargement; *h*, la trémie ou entonnoir où l'on verse le minerai à griller; *s*, le pignon moteur, recevant son mouvement d'un arbre de couche; *r*, le pignon qui communique son mouvement de rotation aux roues dentées *pp*, qui engrènent avec un cercle extérieur également denté, placé sur le cylindre mobile F, à axe incliné. Ce cylindre est porté, en outre, par des anneaux en acier, qui roulent sur des galets *q*, *q* (fig. 50) et *q*, *q'*; il tourne lentement au bout d'un four à réverbère K, fixe, à 4 portes de travail E, E, etc. Le foyer a sa porte de chargement en c; le cendrier est en a, le carneau des gaz en g. La longueur du cylindre est de 1<sup>m</sup>,86, son diamètre 1<sup>m</sup>,26; il est garni de briques réfractaires, faisant saillie, quelques-unes d'entre elles, sur une ligne hélicoïdale, en

forme de chicanes, pour remuer automatiquement la masse à griller. Le fourneau à réverbère fixe a 2<sup>m</sup>,50 de longueur sur 1<sup>m</sup>,88 de largeur.

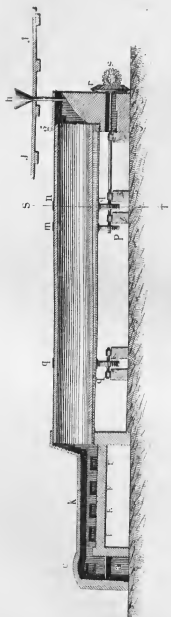


Fig. 49.

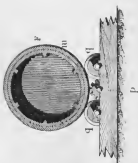


Fig. 50.

On passe dans l'appareil Smith 8 à 10 tonnes de minerai par 24 heures. Le charbon (houille bitumineuse en Amérique) consommé est de 1<sup>h</sup>,20 à 1<sup>h</sup>,50, soit

de 138 à 166 kilogrammes par tonne grillée. On compte que les frais de ce grillage s'élèvent à 1,80 dollar par tonne à Chicago, au lieu de 2,56 dollars que coûterait la même opération pratiquée dans les fours à réverbère<sup>1</sup>.

Ce four est en somme très semblable à celui de Bruckner. Il fonctionne à Chicago et en Angleterre, sous le nom des divers perfectionneurs cités en titre.

#### 75. E. FOURS À RÉVERBÈRE.

Les fours à réverbère ordinaires de plus ou moins grandes dimensions (jusqu'à 15 mètres de longueur) ne méritent aucune description spéciale : ils sont analogues à ceux qu'on emploie pour le grillage des galènes et blendes (Voir : Métallurgie du plomb. Id. du zinc) ; ils sont coûteux comme combustible ; pour les minerais de cuivre, le grillage n'est d'ailleurs jamais fait *à mort* (*todrösten*, allem.), excepté cependant lorsqu'on veut chlorurer dans l'appareil.

Nous donnons comme spécimens typiques de fours à réverbère perfectionnés :

1° Le four de Freiberg ; 2° le four Cramer ou hongrois ; 3° le four à soles multiples de Ocker et Stadtberg ; 4° le four Spence ; 5° le four à double sole, avec agitateur mécanique de Parkes ; 6° le four à sole rotatoire de Gibb et Gerstharp, et 7° enfin le four à sole rotative, avec injection de vapeur, de Rivot.

#### 76. 1° Four à réverbère de Freiberg.

Il est représenté en perspective fig. 51, avec une disposition latérale pour chambres

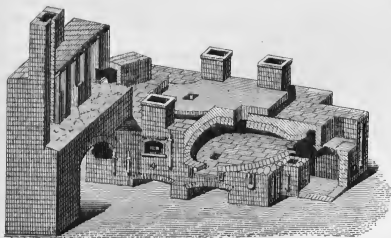


Fig. 51.

de condensation et, en coupe horizontale, fig. 52, pour la partie du four de grillage proprement dit seulement ; il marche avec un générateur à gaz Siemens, dont la longueur de foyer est de 4<sup>m</sup>,05 et la largeur 1<sup>m</sup>,25 ; e, est la porte de charge-

1. 1 dollar = 100 cents = 5 fr. 18.

ment; *dd* sont les orifices de nettoyage; *f, f*, deux canaux de chaque côté du générateur, pour l'introduction de l'air, qui après s'être échauffé se rend dans le canal unique *f'f'*, puis dans le carneau horizontal *g*, au-dessus du pont, où les gaz combustibles, s'introduisant par le carneau *h*, viennent se mélanger à lui.

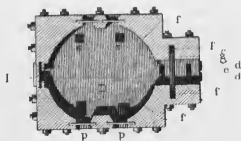


Fig. 52.

La sole de grillage (fig. 51) est faite en plaques ou dalles de terre réfractaire; elle a 5 mètres de longueur et 4 mètres de largeur. *l* est une porte murée en face du canal vertical qui conduit au carneau de sortie; *p, p* sont 4 ouvertures de travail (0<sup>m</sup>,55 sur 0<sup>m</sup>,25), munies de portes mobiles à contrepoids et surmontées de hottes d'appel, dont 3 sont visibles dans le dessin en perspective; la voûte de la sole est éloignée de la sole de 0<sup>m</sup>,52, au centre et de 0<sup>m</sup>,51, aux bords; *s, s*, sont des ouvertures de déchargement dans des wagonnets placés sous une voûte au-dessous du four.

On grillait jadis, dans huit heures, 1 tonne de minerai avec 175 kilogrammes de houille et 150 kilogrammes d'escarbilles; on a construit récemment des fours plus grands, pouvant passer 1<sup>1</sup>,25, avec la même dépense à peu près de combustible.

A Przibram, on a renoncé au générateur à gaz, qui a été remplacé par un foyer ordinaire: on vient d'en faire autant à Freiberg et on nous assure qu'on les a remplacés par des fours de grillage ordinaires, à portes multiples, de très grandes dimensions, où le râblage à spadelle se fait par des ouvriers, comme par le passé, c'est-à-dire il y a vingt ans: c'est ce qu'on appelait et ce qu'on appelle encore le *Fortschaufelungs-ofen* ou *four à pelletage continu*, qui donne surtout, paraît-il, une économie de main-d'œuvre: ces fours ne justifient pas de cette renommée en Angleterre, France, Belgique et Espagne d'après notre expérience personnelle.

## 77. 2° Four à réverbère hongrois ou de Cramer.

Ce four est analogue au précédent; il est représenté en perspective coupée figure 53 et en coupe horizontale figure 55.

Le foyer *d* (fig. 54) a 4<sup>m</sup>,79 sur 0<sup>m</sup>,40; *e*, porte de chargement du combustible; *b*, de déchargement du minerai; *c*, pont; *O*, sole de 3<sup>m</sup>,14 de long et 2<sup>m</sup>,25 de large; *a*, carneau de sortie des gaz.

K (fig. 55), cheminée; *c, c*, portes de combustible et de travail; *V*, cheminée ou trémie pour le chargement; *a*, canal de dégagement pour l'humidité; *b*, couche



de scories, surmontée de chambres de condensation *i*, *h*, *g*; *b'f*, cendriers; *ms*, naissance de la voûte du four.

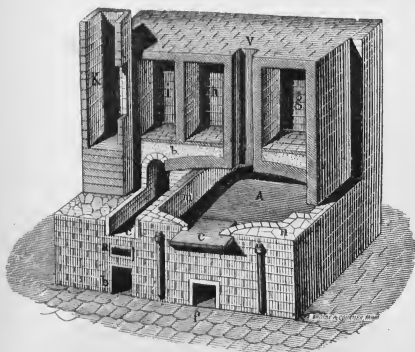


Fig. 53.

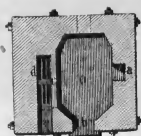


Fig. 54.

Ces fourneaux, en usage à Freiberg et à Zsarnowitz (Hongrie), passent en 6 à 8 heures de 350 à 675 kilogrammes de minerai; ils marchent à la houille et au bois. Dans la dernière localité, on dépense par tonne de minerai 1<sup>m</sup><sup>55</sup>,02 de bois, pour une surface de sole de 4<sup>m</sup>,75 sur 1<sup>m</sup>,58 : la perte au grillage est estimée à 3 %.

## 78. 5° Four à soles multiples.

Ces fours, avant la création des fours de Gerstenhöfer, de Hazenclever et les fours à tablettes et les *kilns* perfectionnés, étaient en usage à Orker et Stadthberg; ils sont représentés, en coupe horizontale, figure 55, et en coupe verticale, figure 56.

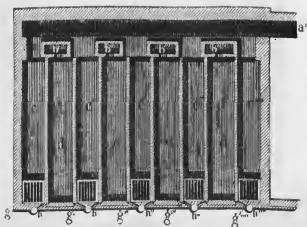


Fig. 55.

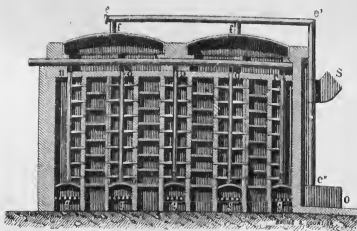


Fig. 56.

Ils constituent en réalité des fours à moules allongés et accolés, chauffés à leur partie inférieure par un foyer de houille *g, g, g, g* (fig. 56): l'air entre dans l'appareil à la partie antérieure, par les portes de chargement *h, h', h'', h'''*, et les gaz s'écoulent à la partie postérieure par les orifices *s* et *o*.

*d, d, d*, sont des caisses (fig. 55) ayant la forme de moules (1<sup>m</sup>,57 de long sur 0<sup>m</sup>,30 de largeur et 0<sup>m</sup>,16 de hauteur); la flamme des grilles enveloppe les caisses et s'échappe par les carneaux *b, b* et la conduite *aa'*, dans la cheminée; *o, o, r, r*, colonnes de tuyaux (fig. 56), se terminant par une série de buses pour le

vent, fourni par un ventilateur; *o* et *s*, carneaux d'abduction des gaz produits. Des



Fig. 57.

bassins remplis d'eau, *e'*, *e''*, fournissent de la vapeur, qui circule par la conduite

$f, f, e, e', e''$  et se rend dans le canal, où le gaz acide sulfureux doit se transformer en acide sulfurique.

Ces fournaux utilisent, comme on le voit, à la fois l'air et la vapeur d'eau pour le grillage : la vapeur d'eau sert ici très peu dans le but de réagir sur les minerais ; elle apporte surtout son effet pour la réaction des chambres de plomb sur l'acide sulfureux, en présence de l'acide hypoazotique (Voir Fabrication de l'acide sulfurique. *Encyclopédie chimique*, T. IV.)

#### 79. 4<sup>e</sup> Four Spence.

Ce four est représenté en élévation (fig. 57) ; nous le supposons coupé entre les armatures 8, 9, 10 et 11, etc., jusqu'à l'armature 18, dans sa partie supérieure ; puis de nouveau, après l'armature 20, — de façon à faire voir l'intérieur du four à droite. Le four A a sa porte de charbon en  $a$  ; les minerais à griller sont chargés par la trémie  $b$ , d'où ils descendent par le rampant  $z$ , à l'aide de râblages et pelletages successifs, exécutés par les portes de travail  $m, m...$ , le long de l'enceinte V, et arrivent, en se grillant, jusqu'au four A. Le gaz acide sulfureux, qui suit la conduite inférieure O, O', O'', en descendant un peu, passe par la caisse S, remplie de salpêtre, où il subit la réaction des vapeurs nitreuses et pénètre, par le carneau final  $g$ , dans les chambres de plomb C.

Le four a 12<sup>m</sup>,20 de longueur ; la sole V a 2<sup>m</sup>,74 sur 1<sup>m</sup>,85. La charge est de 250 à 400 kilogrammes de minerai, qui, toutes les deux heures, sont poussés avec la spadelle en avant, vers le four A. Après 12 heures ; on décharge la première charge ; dès lors, on défourne de 2 en 2 heures, de sorte qu'on passe en somme 6 tonnes de minerai par 24 heures. Pour ce grillage, il n'est pas nécessaire que le minerai soit menu.

#### 80. 5<sup>e</sup> Four à double sole de Parkes, avec agitateur mécanique.

Ce four est représenté en perspective, mais coupé verticalement, en avant des soles (fig. 58). E est la grille, de section carrée (1<sup>m</sup>,26) ; H, le cendrier ; A est la sole inférieure ; A', la sole supérieure ; leur diamètre est de 5<sup>m</sup>,75 ; les voûtes sont en communication avec la sole immédiatement inférieure par des carnaux verticaux. La distance qui sépare les deux soles est, au milieu, de 1<sup>m</sup>,25, et, sur les côtés, de 0<sup>m</sup>,65 ; les ponts ont 0<sup>m</sup>,65 de hauteur, 0<sup>m</sup>,65 de longueur et 1<sup>m</sup>,20 de largeur. Les portes de travail ont 0<sup>m</sup>,95 sur 0<sup>m</sup>,65.

Le carneau qui sert de communication entre les deux soles a 1<sup>m</sup>,26 de long et 0<sup>m</sup>,52 de largeur ; à la voûte supérieure se trouve l'orifice ou trémie de chargement O ; K est la cheminée. Un arbre en fonte vertical, traversant de haut en bas les deux soles et portant deux râbleurs horizontaux à griffes, V et V', un pour chaque sole, est mis en mouvement rotatoire, à l'aide des deux pignons T et S, qui fonctionnent au bas des soles, sous une petite voûte et sont commandés par un arbre de couche.

Ce four a été modifié, sous le nom de four Eitorf ; la sole unique est alors chauffée en dessous et la masse est remuée à l'aide de quatre bras creux munis de fourches, qui écoulent à leur extrémité, par les pointes, le vent envoyé par un ventilateur et qui s'est transformé dans l'appareil même en air chaud : cela est avantageux pour l'oxydation rapide et complète des minerais. Dans ce four, on passe

au grillage 500 à 600 kilogrammes, en deux ou trois heures; les gaz passent par des chambres de condensation, avant de passer à celles de l'acide sulfurique: on

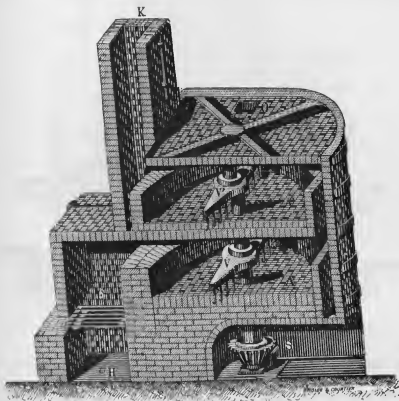


Fig. 58.

assure que l'opération est plus régulière, plus économique et plus complète qu'avec les fours à réverbère ordinaires.

#### 81. 6° Four à sole rotatoire de Gibb et Gerstharp.

Les figures 59 et 60 représentent cet appareil en coupes verticale et horizontale, tel qu'il fonctionne à l'usine *Bède Metalworks* (Angleterre, Espagne et en Amérique).

Le four est circulaire et a 5 mètres de diamètre; la sole A, en forme d'assiette, d'où lui viennent les noms de *tellerofen* (allemand) et *platefurnace* (anglais), est en tôle garnie d'une épaisse couche d'argile réfractaire; placée sur un support ou axe en fonte vertical au centre elle est soutenue, dans sa course horizontale gyrotatoire, par des galets GG: elle est mise en rotation, à l'aide d'une chaîne sans fin, qui reçoit son mouvement d'un moteur. Des bras fixes EB (fig. 58), terminés en forme de charrue, et maintenus par des tiges en fer forgé dirigées dans le sens

d'un diamètre, reçoivent également de l'arbre moteur un mouvement de va-et-vient continu alternatif, dont la course totale dure le temps d'une rotation de la sole.

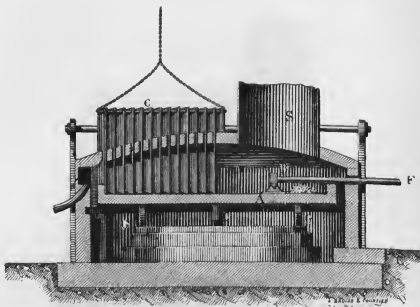


Fig. 59.

Le chargement du minerai se fait par l'entonnoir ou trémie cylindrique S. Le racleage se fait par une série de plaques C, qui traversent la voûte et amènent la matière vers le centre de la sole ou vers la porte de travail D, au canal de décharge, lorsque le grillage est terminé. I, foyer; G, large carneau de sortie des gaz amenés à une tour de condensation; O (fig. 60), treuil pour soulever les plaques C, lorsque le travail doit s'achever; elles sont suspendues par une chaîne, et reliées entre elles à égale distance par une tringle horizontale de fer qui les commande; ces plaques font l'office de racleurs, qui répartissent d'une manière convenable la masse à griller sur la sole.

M. Brunton a construit un four analogue; seulement la sole est conique et les racleurs, pour remuer la masse, sont fixes.

MM. Kushel, Hinterhuber ont établi également un four avec sole rotatoire plane, avec des râtaeux creux en terre, à travers lesquels on envoie la charge de minerai et qui la répartissent sur la sole en mouvement<sup>1</sup>.

En résumé, comme le dit fort bien M. Grüner, ce sont des copies des fours à puddler de Lemut (p. 85, Principes généraux).

1. *Berg. und Hüttenm. Zeitung.*, 1850, p. 355. — *Kaernth. Zeitschrift*, 1871, p. 169.

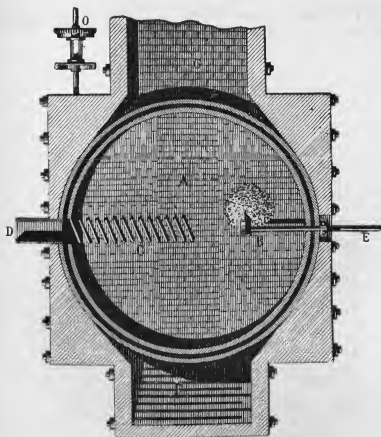


Fig. 60.

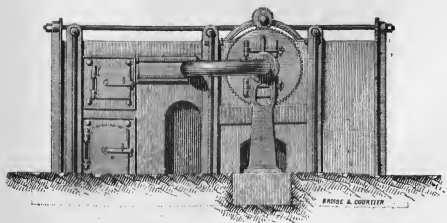


Fig. 61.

## 82. 7° Four rotatoire à vapeur de Rivet.

Nous avons déjà cité (78) un exemple de l'admission de la vapeur dans le grill-

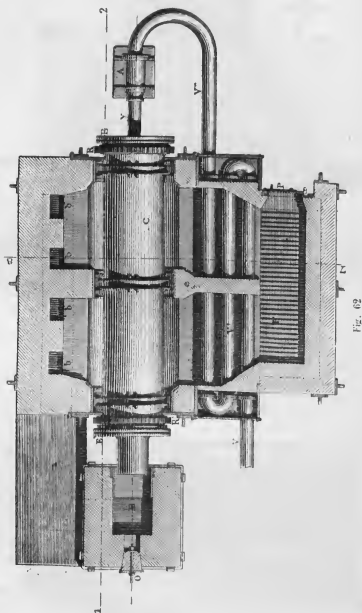


Fig. 62

lage des minerais; mais, dans le cas examiné de l'usine de Statberg, il s'agissait plutôt de contribuer à la formation de l'acide sulfurique, par la transformation de



l'acide sulfureux, en présence des vapeurs nitreuses et de la vapeur d'eau, que de réagir sur le minerai par oxydation.

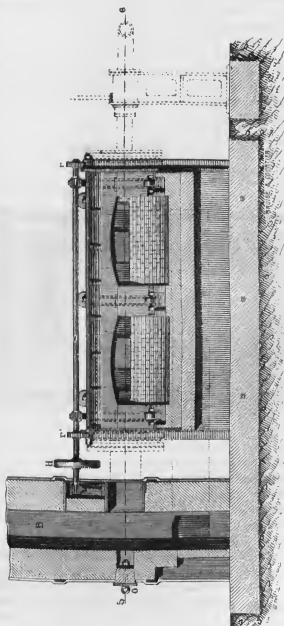


Fig. 63.

Dans l'appareil de Rivot, représenté figures 61, 62, 63 et 64, l'action de la

vapeur est exclusivement consacrée à oxyder la masse, c'est-à-dire à expulser le soufre.

La fig. 61 représente une élévation du côté de la prise de vapeur; les fig. 62, 63 et 64, trois coupes, suivant les lignes 5, 6 pour la coupe horizontale, suivant la ligne 1, 2 pour la coupe verticale, et suivant la ligne 7, 8 pour la coupe transversale.

Le chargement se fait par un cylindre en fonte C, pouvant recevoir 500 kilog. de minerai; F est le foyer, disposé pour houille ou bois, suivant la localité. Les flammes sont divisées par le mur *c*, qui s'élève jusqu'à la voûte du four; elles descendent sous le cylindre C, remontent de l'autre côté, pour gagner les quatre carneaux *b, b, b, b*, et

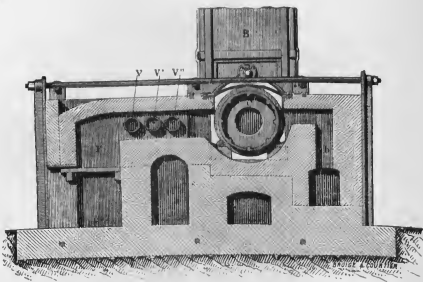


Fig. 64.

se réunissent dans le canal horizontal *a*, qui les conduit à la cheminée B. La vapeur arrive du générateur par le tuyau V, passe dans le deuxième tuyau V', et sort du four par le troisième tuyau V''. Ce dernier est recourbé à l'extérieur du four et vient se réunir dans le manchon A avec le tuyau *y*, fixé au cylindre.

Par son passage dans les trois tuyaux, entièrement entourés par les flammes du foyer, la vapeur acquiert une température élevée et se surchauffe. Le cylindre C porte à son intérieur huit cannelures saillantes et quatre à l'extérieur: le minerai, grâce à cet organisme, est forcé de changer de place, dans la rotation lente du cylindre (15 tours par minute), et subit ainsi un râblage automatique; les cannelures extérieures servent à assurer la dépendance du cylindre avec les anneaux qui reçoivent le mouvement circulaire, en roulant sur des galets. Deux roues dentées R, R', placées à l'extérieur du four et commandées par une machine motrice, donnent le mouvement.

Le travail s'accomplit en trois périodes :

1<sup>re</sup> Période. Chargement par la trémie dans le cylindre ;

2<sup>e</sup> Période. Action de la vapeur dans le cylindre porté au rouge sombre. Lorsque les gaz jaunes cessent de se dégager, — ce qu'on reconnaît par l'orifice O, disposé à gauche (fig. 62) dans la cheminée, — et qu'on ne perçoit plus d'odeur appréciable, en un mot qu'un papier imprégné d'acétate de plomb ne noircit plus, le soufre est expulsé ;

3<sup>e</sup> Période. Le déchargement commence par l'arrêt de la vapeur, et se termine par la mise hors du minerai, qui est reçu dans des brouettes en tôle.

Ce four économise le combustible et la main-d'œuvre, régularise le travail des ouvriers, exclut l'air, en permettant à la vapeur surchauffée d'agir seule, sur le minerai, dont on peut expulser complètement le soufre et surtout l'arsenic et l'antimoine qui, dans certains minerais, sont si gênants.

### 85. F. GRILLAGE DANS UNE CHAUDIÈRE ORDINAIRE OUVERTE, sur bain de plomb, à l'air comprimé (*Système Roswag*).

La figure 65 représente en coupe verticale l'appareil de grillage, à l'air comprimé, qui consiste essentiellement en une chaudière ordinaire en fonte, de la contenance de 5 à 6 tonnes de minerai broyé, au fond de laquelle on place un bain de plomb fondu (8 à 10 centimètres) ; dans ce bain plonge un tuyau de fer creux *ab*, soutenu verticalement au centre de la chaudière, à l'aide d'une traverse horizontale *hl*, vissée sur les parois du massif, et qui pince le tuyau par une boucle ou agrafe ; le tuyau s'ajuste hermétiquement sur un col de cygne *cb*, en *b*, et communique, à l'aide de la branche horizontale *cd* et d'un tube en caoutchouc, avec le régulateur d'un compresseur à air. La potence mobile, *f g*, soutient tout le système qui peut servir à deux chaudières voisines et permet de retirer le tube, dévissé en *b*, lorsqu'on a besoin de le visiter et de le nettoyer, ou lorsque l'opération est terminée. La valve *e* permet de régler la quantité d'air comprimé voulue. B, est la chaudière ; C, le massif de maçonnerie ; D, la sole du cendrier ; *d*, les barreaux de la grille ; *q n*, le foyer ; *j*, un registre pour régler le tirage ; *x*, le carneau de sortie des gaz de la combustion du foyer. A, est un chapeau, divisé en deux demi-cônes pour couvrir la chaudière ; *k*, un tuyau mobile, établissant la communication avec des chambres de condensation, pour recueillir les poussières et conduisant de là l'acide sulfureux à la cheminée de l'usine ou mieux aux chambres de plomb.

La chaudière est enduite d'une couche de lait de chaux à chaque commencement d'opération. Les minerais pyriteux ou les mattes, finement broyés, sont chargés sur le bain de plomb, en quantité de 5 à 6 tonnes ; on pousse le feu jusqu'à ce que toute la masse ait pris la couleur du rouge sombre ; on introduit alors l'air comprimé, qui traverse le bain de plomb et se répartit dans la charge ; celle-ci devient rapidement incandescente par l'oxydation du soufre et se meut en vagues gyroïres, dont on règle à volonté la véhémence, à l'aide de la valve *e*. Le tuyau ne doit pas toucher au fond de la chaudière et doit être retiré de temps en temps, pour le refroidir et éviter ainsi qu'il ne se ronge rapidement.

Dans ce système de grillage, qu'on peut pousser dans plusieurs chaudières à la fois, on termine l'opération en cinq ou six heures, c'est-à-dire à raison de une tonne par heure ; avec un nombre suffisant de chaudières (une batterie de Pattin-

son est excellente à cet effet) et avec une dépense de combustible très faible, car la combustion se soutient d'elle-même, le procédé est très rapide et économique. On

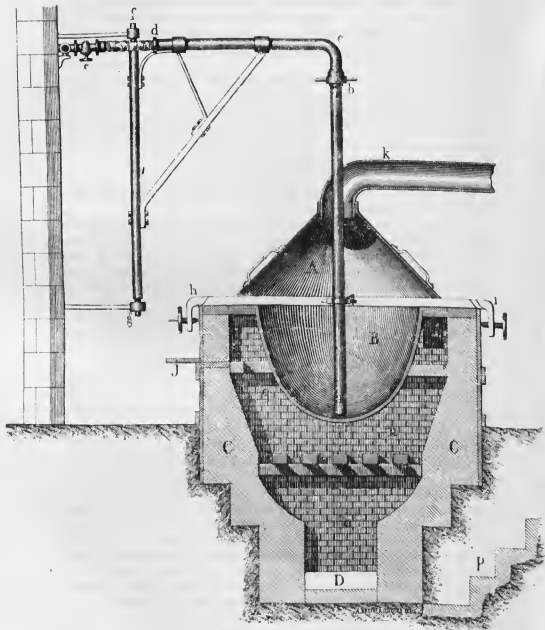


Fig. 65.

peut injecter, à l'aide de cet appareil d'une installation fort simple, en même temps

que de l'air, de la vapeur surechauffée ou de la vapeur seulement. (Voir Désargement des plombs. *Encyclopédie chimique*, p. 369, note 2).

Nous arrêtons ici la description des nombreux appareils de grillage usités pour le traitement des minerais et matières de cuivre dont on veut éliminer le soufre, utilisé comme soufre brut ou acide sulfureux, afin de transformer le cuivre en sulfate ou même en oxyde. Le choix est, on le voit, des plus variés entre ces diverses applications, qui sont aujourd'hui presque toutes très courantes, et quelques-unes tout à fait récentes.

#### 84. D. Appareils de chloruration par voie sèche.

La chloruration par voie sèche se fait toujours dans des fours à réverbère fermés : les fours à réverbère que nous avons décrits ci-dessus pour le grillage servent fréquemment en même temps de fours de chloruration, en prolongeant la période du grillage et en la terminant par l'introduction de réactifs chlorurants, tels que le sel marin, la carnallite ou sel de Stassfurth. (Voir *Désargement des plombs*, p. 117, art. 182.)

Quelquefois, pour séparer bien les deux périodes distinctes de cette opération, on emploie deux soles : sur la sole supérieure, on fait le grillage proprement dit ; sur l'inférieure, la chloruration. On divise même quelquefois le travail, dans un but d'économie de combustible, en trois périodes, etc., et par suite, l'appareil contient alors trois soles : sur la sole supérieure se fait le grillage ; sur celle du milieu, la chloruration et sur l'inférieure, on donne le coup de feu final. Les flammes qui arrivent du foyer sur la sole la plus voisine du feu, parcourent les deux autres étages, avec une intensité calorifique décroissante, en harmonie avec les températures et réactions à produire pour chaque période du travail : on utilise ainsi mieux, dans les localités où le combustible est cher, son pouvoir calorifique. Toutefois, les fours à trois soles exigent presque toujours un supplément de feu de bois : la sole du milieu a également un foyer auxiliaire, dans la plupart des cas. (Freiberg, etc.)

85. Nous ne donnerons comme dessin des fours de chloruration que celui du four du Mansfeld, emprunté à la Métallurgie de l'argent, où le lecteur trouvera les types les plus importants de ce genre d'appareils ; car ils sont très employés pour le minerai cuivreux et les mattes cuivreuses argentifères et autres produits argentifères traités par la voie humide (Amalgamation ; procédés Augustin, Zirkvogel, etc., etc.).

Le four du Mansfeld, pour grillage et chloruration des mattes cuivreuses, est à deux soles superposées ; chacune d'elles a son foyer spécial ; mais ordinairement la sole supérieure est chauffée seulement par les gaz qui viennent du four inférieur. Des chambres de condensation et de dépôt de poussières sont construites au-dessus du four.

Dans les fig. 66 et 67, représentant la coupe verticale par MN, et horizontale par XY du four à chlorurer : F, F' sont les grilles ( $2^m \times 0^m,50$ ), à  $0^m,25$  au-dessous du pont et à  $0^m,70$  au-dessus du sol ; les soles A et A' ont  $2^m,60$  de longueur et de largeur,  $2^m,60$  au centre et  $0^m,70$  au pont ; elles sont en briques réfractaires ; les voûtes sont à  $0^m,50$  de hauteur. G, porte de travail ; Z, carneau de communication des deux soles ; B, carneau de sortie des gaz aux chambres de condensation, C, C, C ( $3^m,55$  de longueur totale,  $1^m,45$  de hauteur et  $2^m,60$  de profondeur) ;

D, conduite à la cheminée ; O, voûte en-dessous de la première sole, où les wagonnets en tôle reçoivent la décharge du minerai grillé et chloruré.

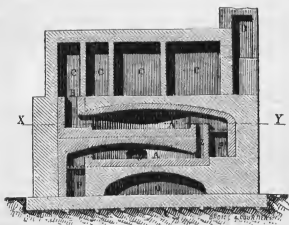


Fig. 66.

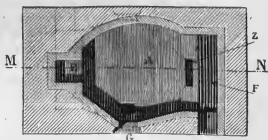


Fig. 67.

86. Nous pouvons, — maintenant que la question du grillage et de la chloruration a été envisagée sous un point de vue général et d'ensemble, — nous occuper des divers traitements métallurgiques par voie humide les plus en usage, extrayant le cuivre à l'état de sulfate, chlorure, etc., et le précipitant ensuite par le fer ou d'autres réactifs. Auparavant il nous faut toutefois indiquer les autres appareils complémentaires de la voie humide.

#### § IV. APPAREILS DIVERS POUR LES AUTRES OPÉRATIONS DE LA VOIE HUMIDE.

87. Les opérations de la voie humide se font en général dans des bacs, cuves, réceptiers, bassins, etc., circulaires, rectangulaires, carrés, etc.

Ils sont rarement en maçonnerie ; dans ce cas (Rio Tinto et Huelva), on les

enduit d'une couche de ciment et d'asphalte; ils sont encore plus rarement en pierres d'une seule pièce (Braubach, près Stolberg, en grès; à Alderley Edge (Angleterre) en schistes, ardoises ou grès). Ils sont généralement en bois, cerclés ou armaturés solidement en fer, et, dans le cas de liqueurs très acides, revêtus d'une couche intérieure protégée d'asphalte ou de feuilles de plomb non zingueux Huelva (Espagne), Agordo (Haute Vénétie), Lancashire (Angleterre), Capellon (États-Unis). Les joints sont faits avec du chanvre, des feuilles d'osier, etc., avec du minium, de céruse, de résine, d'asphalte, de goudron, etc.

Ces bacs sont fréquemment garnis de faux fonds ou de doubles fonds, en planches percées de trous, ou en plaques d'argile réfractaire; quelquefois ce sont des barreaux de fer, ou d'ardoises résistantes ou de basalte, naturellement colonnaire ou taillé. L'espace intermédiaire est garni de paille, de broussailles, de sable, de cailloux, de coke, de *purple ore*, etc., pour former une surface filtrante. On les garnit quelquefois d'un agitateur mécanique, à branches de fer ou de bois formant peigne, ou d'un injecteur à air ou à vapeur Kœrting, — ce dernier, très commode, sur tout lorsqu'on veut chauffer les bains.

Les bondes d'écoulement sont installées sur les côtés, à l'aide de robinets ou cannelles en bronze, plomb laqué, argent, buis; plus généralement, les orifices d'écoulement, surtout pour les bassins qui reçoivent le cuivre de ciment, sont au centre, garnis de tuyaux en terre, en cuir ou en caoutchouc, ces derniers à âme hélicoïdale en fer cachée dans le tissu. Des canaux, fixes ou portatifs, sont agencés pour l'écoulement à des niveaux horizontaux ou inférieurs. Pour le mouvement des liqueurs, en hauteur, on se sert de roues à godets, de vis d'Archimède, de cagnardelles, de monte-jus à vapeur et de pompes. Ces dernières servent aussi quelquefois à établir une circulation forcée dans les bains, surtout dans les bains de dépôt de cuivre de ciment: une pression d'air, obtenue par un ventilateur ou tout autre appareil, et le chauffage du bain sont également des moyens de créer une circulation du liquide à précipiter.

88. Le chauffage des bains d'attaque est aussi fréquemment employé pour débarrasser la liqueur de substances qui, dans le cas de la cémentation consommeraient inutilement du fer, et, de plus, nuiraient à la qualité du cuivre de ciment. Au nombre de ces impuretés, il faut signaler comme les plus importantes: les sels de fer basiques, l'antimoine, l'arsenic et même le bismuth. Quelquefois, on neutralise les liqueurs d'attaque par de la chaux, surtout pour les empêcher d'être trop acides et consommer inutilement du fer: dans ces divers cas, on décante toujours par filtration, dans un nouveau bassin pour la cémentation.

Le chauffage, suivant certains auteurs, débarrasse très bien la liqueur d'arsenic, qui se dépose comme arséniate de fer. D'après Down, l'antimoine et l'arsenic ne sont précipités par le fer que dans des liqueurs trop acides. D'après Knigess, Lange, Gibb, l'antimoine et l'arsenic se précipiteraient au contraire par le fer sur le cuivre de ciment, auquel ils donnent la couleur vert de Scheel; dans ce cas les liqueurs mères des résidus seraient définitivement débarrassées d'arsenic.

Pour éliminer l'antimoine, Triplier prescrit l'évaporation à sec de la liqueur d'attaque, sa reprise par l'acide chlorhydrique, son traitement par la chaux; il se forme de l'antimoniate de fer. Ce résidu, traité à son tour au four à réver-

bère avec du sulfate de soude et du charbon, est repris par l'eau ; dans la solution on reçoit de l'acide sulfureux, produit par le grillage, qui précipite l'antimoine à l'état de sulfure d'antimoine, formé par la réduction du sulfate de soude en présence du charbon et du métal. Tout cela nous paraît quelque peu compliqué, industriellement parlant, et de fait n'a pas reçu, croyons-nous, d'application bien étendue. Le grillage à la vapeur de Rivot est certainement la solution la plus pratique pour expulser avant l'attaque l'antimoine et l'arsenic, qui, s'il en reste des traces dans la masse grillée, ne réagissent plus sur le cuivre de ciment.

La circulation des liqueurs d'attaque, qui réussit bien avec l'appareil Kœrting, oblige la solution à chercher le minerai. On s'arrange de façon que les liqueurs nouvelles, ayant toute leur force et leur activité dissolvante, achèvent les minerais les plus épuisés, et l'on réserve les liqueurs déjà proches de leur saturation pour les minerais frais, à maximum de teneur : on obtient de la sorte une dissolution méthodique. (Voir page 168 : Lavage méthodique d'Agordo.)

Cependant c'est quelquefois le minerai qui vient trouver la liqueur :

Aux États-Unis, le minerai tombe du haut d'une tour et traverse une pluie d'acide chlorhydrique.

Lorsqu'on veut dégager du gaz dans une dissolution, comme par exemple dans le cas de l'acide sulfureux à Underhütte et à Statlberg (Westphalie), on le reçoit souvent dans un tonneau central percé de trous et placé au milieu du bassin où se trouve la liqueur à saturer ; dans d'autres usines, on l'écoule par les trous implantés sur les spires d'un serpentín en plomb, préalablement revêtu d'une couche protectrice de sulfure de plomb.

## § V. CUIVRES PRÉCIPITÉS : CÉMENT, SULFURE DE CUIVRE, ETC.

89. La nature du produit cuivreux obtenu par la précipitation des liqueurs cuivreuses varie avec le procédé :

a). Le *Cuivre de ciment* s'obtient dans les dissolutions sulfuriques, chlorurées, d'acétates, etc., quand le précipitant est le fer ou le zinc (ce dernier rarement).

b). Le *Sulfure de cuivre* s'obtient dans les mêmes dissolutions, lorsque le précipitant est le gaz hydrogène sulfuré ou un sulfure (de calcium, sodium, etc.). (Procédés : Gibb, Wagner, Sinding, Cobley, Snowdon, etc.).

c). Un *Mélange d'oxyde de cuivre et d'oxychlorure de cuivre* se produit, quand le précipitant est un lait de chaux (Procédés : Beechi et Haupt à Massa Maritima (Italie), — Storer, Whelply, Krassinsky, Wissoeq, etc.).

Examinons ces divers cas.

90. a). Le cuivre de ciment s'obtient, ainsi qu'il a été dit, par le fer. Employé sous forme de saumons de fonte ; on les dispose en piles (*castillejos* à Rio Tinto, Huuelva, etc.) ; employé sous forme de fer, on le dispose en treillis de fer, en barres ou morceaux (vieux rails, débris de fer, de tôle, de fer-blanc (dont l'étain a été enlevé au préalable), fils de fer, éponges (fabriquées spécialement pour la cémentation), limaille de fer, copeaux, tournures, etc.). Les lours ferreux des fours à plomb (Moldawa hütte) ont également été employés ; de la fonte de fer cuprifère,



provenant du traitement au haut fourneau des résidus des bassins d'attaque, riches en oxyde de fer (*purple ore, blue billy*), avec eastine (pierre à chaux) et coke sert dans ce même but à l'usine de Kronstadt pour la précipitation (procédé Lechner).

On a noté que la fonte grise est plus active et donne un cuivre de ciment plus pulvérulent que la fonte blanche, dont le cuivre est plus compact; le charbon de la fonte influe sur le ciment : un excès de charbon et de phosphore, rendent tous deux le cuivre cassant.

La limaille de fer est employée à Newcastle (procédé Hunt et Douglas) en proportion stricte de ce qu'il faut pour bien précipiter le cuivre : elle est lancée, à l'aide d'une injection, dans le bassin de précipitation, agitée fortement et l'excédent, s'il y en a, après la réaction, est amené au dehors, en même temps qu'un peu de liqueur : un excédent de fer en limaille rendrait le cuivre de ciment de mauvaise qualité.

L'éponge de fer agit plus rapidement si elle est produite économiquement; le cuivre de ciment ne retient, dans ce cas, que 1 pour 100 à peine de fer (Agordo). Le traitement aux éponges se fait dans des cylindres tournants (procédés : Bishop, Hauch et Lung).

Le mouvement paraît nécessaire pour un bon et rapide dépôt de cuivre. Il est produit souvent par des agitateurs; la figure 68 représente le type employé à l'usine de Braubach.



Fig. 68.

Cet agitateur pour la cémentation est installé dans une cuve cylindrique A, où il s'agit de faire la précipitation par le fer; il est placé à son intérieur et constitué par un second cylindre *a*, qui tourne autour d'un axe. Le fond de la cuve est garni de scories de forge sur lesquelles se dépose le métal. Le mouvement de l'axe est produit soit à bras, soit par le pignon actionné par une machine motrice. Une grille de lattes en bois *c* sépare la cuve en deux sections : la supérieure reçoit le minerai, l'inférieure le ciment, qui glisse entre les interstices de la grille et les lattes, qui forment la surface externe de l'agitateur.

Les agitateurs mécaniques sont employés dans les usines de Stadtberg, en Angleterre, etc. Dans l'usine de Stephanshütte, les cuves contiennent des écrans troués, qui forcent les liqueurs à suivre un parcours donné. A Schmöltnitz, c'est le liquide qui vient directement chercher le réactif : on laisse tomber la liqueur cuivreuse goutte à goutte ou en minces filets sur les plaques de fer.

91. La chaleur, en même temps qu'elle active la précipitation, produit un mou-

vement parfois suffisant de circulation (Linz, Stephens hütte, Liverpool, Stomelech, Agordo). Dans ces deux dernières localités, la chaleur est produite par la réverbération de la flamme d'un four, qui passe au-dessus du réservoir où se fait la cémentation. Cette disposition est assez généralement adoptée, lorsqu'on cherche à concentrer en même temps les liqueurs mères, qui sont ainsi amenées à fournir du vitriol vert (sulfate de fer), près de leur point de cristallisation.

Les fig. 69 et 70 représentent une coupe verticale, par CD et horizontale, par AB du four à cémentation d'Agordo.

O, O', portes de travail; P, pont; G, foyer; a, b, c, soles, du four ou cuve de



Fig. 69.

cémentation en pierre calcaire de San Lucano, reliées par un ciment hydraulique (longueur 12 mètres; largeur 3<sup>m</sup>,50, profondeur près du pont 1 mètre). Au fond et sur le côté règnent deux banquettes qui reçoivent les morceaux de fer. La voûte est un peu plus élevée vers le milieu du four, dont les parois sont en schiste tal-

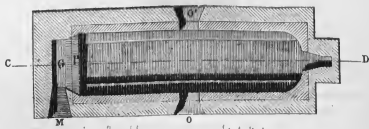


Fig. 70.

queux, maintenues par des armatures en fer forgé supprimées dans le dessin. La capacité de la cuve est de 30<sup>m</sup>³; mais on ne la remplit point<sup>1</sup>.

1. Avant l'introduction des fours à cémentation à Agordo, on précipitait dans de grandes chambres en bois doublées de plomb, d'abord à froid, puis à chaud, à 60°. On s'est dès lors utilisé ces chambres, en les chauffant à l'aide de foyers avec de la tourbe et du charbon. Chaque caisse reçoit maintenant un foyer cylindrique en feuilles de plomb, plus élevé que le niveau des eaux à cémenter, garni d'un couvercle formant bouchon mobile, d'une grille et d'un cendrier au fond: les gaz chauds s'écoulent par une tuyauterie de plomb; après avoir traversé les bains, ils débouchent dans une cheminée située au-dessus d'eux. Tout cet ensemble est agencé sous une charpente élevée et couverte, avec ouvertures pour le dégagement facile de la vapeur d'eau. Chaque caisse tient 22<sup>m</sup>³ et reçoit, à chaque opération, 10<sup>m</sup>³ de liqueur de sulfate de cuivre. Les deux systèmes fours de cémentation et chambres chauffées travaillent simultanément.

92. Le cuivre de ciment est plus ou moins pur, suivant qu'il provient de la précipitation des liqueurs cuivreuses de minerais de première attaque ou de celle de liqueurs cuivreuses de résidus déjà traités pour la seconde fois.

La composition du cuivre de ciment d'*Agordo* obtenue dans le four est la suivante :  
Cuivre. . . . . : 54,97.

Sels basiques de fer : 24,84 (tenant 9,14 pour 100 de cuivre).

Les impuretés ordinaires sont : outre les sels de fer et le fer métallique, du charbon (provenant de la fonte), de la silice, de l'antimoine, de l'arsenic (ces deux derniers assez rarement).

Dans la description du procédé de Rio Tinto et de l'usine d'Hemixheim, on trouvera les analyses des cuivres de ciment correspondant à la production de ces deux établissements (108) et (118). Voir aussi p. 214, n° 17, Stadtberg.

93. Le cuivre de ciment a tous les aspects d'une éponge poreuse ; quelquefois il est plus compact et prend l'aspect filiforme, capillaire, feuilleté, cristallin, en grumeaux, etc., suivant le degré de chaleur, la densité du bain et la qualité du fer.

94. La dépense en fer varie considérablement. Ainsi qu'on le verra plus loin, le chlorure de cuivre exige moins de fer métallique que le sulfate. En comparant les résultats obtenus sur un même minerai par les deux procédés, on trouve des variations du simple au double : la théorie indique 88 de fer pour 100 de cuivre.

Voici quelques chiffres pour 100 de cuivre de ciment produit :

	USINES DE					
	STADTBERG	OCKER	AGORDO Procédé ordinaire	AGORDO Procédé Zoppi	PRENIXVILLE Procédé Hunt et Douglas	
Dépense en fer :						Voir plus loin les chiffres des usines de Rio Tinto et Hemixheim.
Par la sulfatation	126 à 127	100	327 (fonte de fer)	255 (fonte)	*	
Par la chloruration . . . . .	»	»	»	»	60 à 70	
Rendement en cuivre de ciment . . . . .	60 %	77 %	55 %	60 %	75 %	

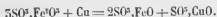
Le cuivre de ciment s'oxyde rapidement à l'air : dans très peu de jours, la teneur descend de 90 à 80 p. 100 de cuivre, à cause de l'accroissement de poids en oxygène.

95. La consommation en fer dépend de trois circonstances :

1° De la teneur du bain de cémentation en sulfate de fer. A l'air, le sel de fer tend à se peroxyder, surtout s'il est chaud ; le fer, réduisant de nouveau ce sel, salit par suite le cuivre de ciment de produits ferreux qui exigent une consommation de fer. Les solutions faibles sont encore plus oxydables que les solutions concentrées : la composition des sels de fer varie elle-même avec le degré de concentration. Dans la dissolution chlorurée et ferreuse du procédé Douglas et Hunt (dont on trouvera la description plus loin), qui contient du chlorure de cuivre et du chlorure de sodium

(sel double), le fer n'est dissous que strictement pour éliminer le cuivre; c'est ce qui explique le chiffre ci-dessus de 60 à 70 pour 100 seulement de dépense en réactif.

2° Le sulfate de fer est à son tour décomposé par le cuivre de ciment déjà précipité :



Il se fait donc, aux dépens du cuivre, une nouvelle quantité de sulfate de cuivre, qui était déjà précipitée et exige par suite une dépense nouvelle de fer.

5° Les liqueurs acides se neutralisent aux dépens du fer. L'acidité de la liqueur se reconnaît facilement au papier de tournesol; mais on a sur les lieux un moyen pratique de reconnaître le degré d'acidité du bain, en y plongeant un fil de fer décapé. La couleur de l'enduit cuivreux sur le fer est d'un rouge brillant et à bords verdâtres, lorsque le bain n'est pas saturé, et d'autant plus brillant qu'il l'est moins; si le bain est neutre, l'enduit est plus mat et plus obscur. Couvrir les bains, les neutraliser avec de la chaux (goutte à goutte pour ne pas dépasser le point précis), en activer la précipitation par la chaleur, au besoin introduire des réductifs pour empêcher l'oxydation (acide sulfureux des fours à grillage (Agordo; procédé Zoppi et à Newcastle, procédé Hunt et Douglas); ou bien encore des matières organiques ne pouvant pas nuire à la qualité du cuivre de ciment : — telles sont les précautions prises ou à prendre.

96. *b.* Le sulfure de cuivre, précipité par l'hydrogène sulfuré, des liqueurs cuivreuses est un produit pulvérulent noir, qu'on extrait généralement avec les eaux pauvres dans un filtre-pressé, à l'aide d'un monte-jus ou d'une pompe aspirante et foulante, à corps de pompe, soupapes, pistons, garnitures, etc., en plomb dur (plomb laqué à 20 et plus pour 100 d'antimoine) (Procédés : Sinding à Foldal (Norvège) et Copley (Angleterre)).

La figure 71 représente un monte-jus et la figure 72 un filtre-pressé.

Une chaudière verticale en tôle, munie d'un indicateur du vide *I*, de robinets de jauge *b*, de vidange *d* et de purge *a*, est enveloppée d'un serpentín *h*, *h*, garni d'ajutages, par lesquels s'écoule l'eau froide qu'amène un tuyau de plomb, sur lequel est montée la valve *c* et par lequel on fait l'arrosage externe de la chaudière, quand on veut produire le vide. *E*, est le trou d'homme; *V*, le tuyau de vapeur à haute pression; *m*, le socle sur lequel repose tout l'appareil; *BB'*, le tuyau d'entrée en caoutchouc à spirales; *AA'*, celui de sortie du liquide à transporter; *K*, rigoles qui écoulent l'eau du serpentín *h*, *h*, chauffée au contact du monte-jus.

Les cadres de la presse sont numérotés de 1 à 18; les robinets des cadres qui reçoivent le sulfure alternent avec ceux qui fournissent la liqueur réduite de son cuivre et qui s'écoule limpide dans l'auge latérale *o*, garnie d'un tuyau en caoutchouc *j*, qui la conduit à un réservoir; *ab* est le volant mû à bras d'homme pour faire marcher la vis de pression *bb*, serrer les cadres et rendre la fermeture de tout l'appareil hermétique, lorsqu'il fonctionne. Les valves permettent à volonté, en les manœuvrant, de recevoir de la pompe foulante qui alimente le filtre, soit de la liqueur, soit de l'eau pour le lavage complet du sulfure.

Le cuivre sulfuré, bien lavé, retenu dans les cadres, est recueilli et séché, pour recevoir le traitement ultérieur de la voie sèche, qui doit le convertir, suivant les cas, en cuivre raffiné ou en vitriol bleu, par oxydation naturelle ou artificielle du soufre.

97. La production de l'hydrogène sulfuré se fait de plusieurs manières :

α). Par la réaction de l'hydrogène carboné sur le soufre en vapeur (procédé Sindling). Les gaz de la combustion d'un générateur Siemens et les vapeurs sulfureuses

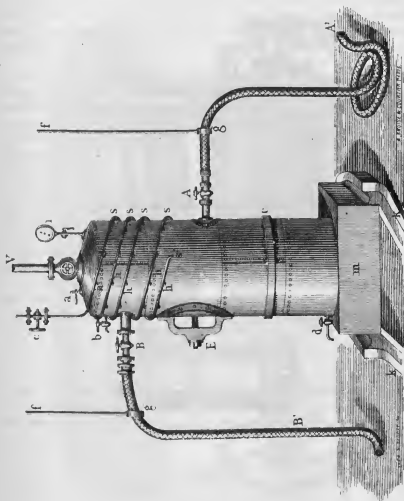


Fig. 71.

du grillage ainsi que de l'eau en vapeur sont réunis dans une enceinte où les poussières charbonneuses et la suie se déposent; de là, le gaz hydrogène sulfuré passe à une autre enceinte fermée, qui reçoit par le toit une pluie de la solution cuivreuse (Voir pages 168 et 169).

M. Hartmann, qui réclame la priorité de ce procédé, agit de même, sauf quelques légères modifications (art. 112).

β). Par la réaction du sulfure de sodium sur l'acide carbonique (procédé Gihl). On

mélange 10 parties de sulfate de soude avec 7 parties de charbon, dans un four à réverbère. On reprend la masse par l'eau, qui dissout le sulfure de sodium formé. On amène dans cette solution les gaz provenant de la combustion faite d'un mélange

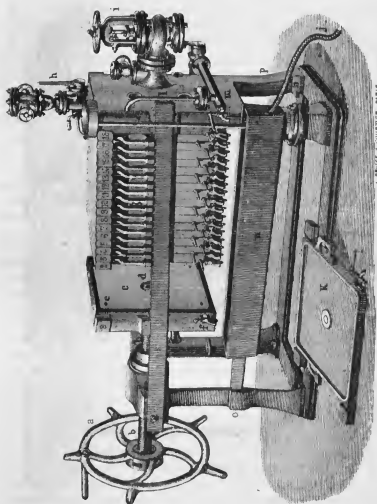


Fig. 72.

de charbon et de carbonate de chaux ou pierre à chaux, dans un four à fabriquer la chaux, et on y fait barboter le gaz ; dans la cuve à précipiter le cuivre il se dégage de l'hydrogène sulfuré ; le résidu de la première cuve est du carbonate de soude.

Ce procédé a été abandonné.

7). Enfin par la réaction du sulfure de baryum sur l'acide chlorhydrique (procédé Wagner). Le sulfure de baryum, traité par l'acide chlorhydrique, fournit l'hydrogène sulfuré et il se forme du chlorure de baryum, qui, traité par l'acide sulfurique (des

chambres de plomb), régénère de l'acide chlorhydrique et produit du blanc de baryte, vendu comme peinture.

98. On a remplacé l'hydrogène sulfuré par les sulfures de baryum, sodium, calcium, fer (ce dernier produit par voie humide), zinc (blende finement pulvérisée), par le sous-sulfate d'oxyde de fer, etc. Tous ces procédés n'ont pas, semble-t-il, résisté à une pratique courante.

99 c. Le cuivre précipité par la chaux à l'état de *magma oxydé et chloruré* n'est pas un produit simple : il requiert une fonte, qui est assez peu facile. Le procédé Becchi et Haupt, basé principalement sur cette réaction, a été essayé à Friedrich Wilhelmshütte et n'a pas été continué.

MM. Welply et Kranyuski ont également proposé le lait de chaux comme réactif de précipitation du cuivre dans leurs procédés.

100. Le zinc en plaques est employé, en Espagne (Aguilas), pour précipiter le cuivre des nattes cuivreuses : le sulfate ou l'acétate de zinc formés sont régénérés pour acide sulfurique et pour acide acétique; le sulfate de zinc, résultant dans les deux cas soit directement soit indirectement, est décomposé par calcination et vendu pour calamine artificielle; l'acide sulfurique est régénéré et recueilli. Nous trouverons plus loin une description d'un procédé pour le traitement des laitons et rebuts de toiles métalliques cuivreuses, fondé sur l'acide acétique et le zinc, qui sont tous deux régénérés.

## § VI. RÉSIDUS D'OPÉRATIONS.

101. Les résidus des opérations de la voie humide sont de deux espèces :

- a). Les résidus solides des minerais ou matières cuivreuses, après qu'ils ont été débarrassés du cuivre qu'ils contenaient;
- b). Les eaux mères appauvries.

102. a). Dans le cas de la sulfatation, les résidus solides sont généralement des oxydes de fer, résultats du grillage; ils ont reçu, ainsi que nous l'avons dit, en Angleterre, le nom de *purple ore* ou *blue belly*, qu'on leur conserve assez généralement dans les usines du continent. Ils sont utilisés pour minerais de fer et reçoivent d'autres applications, indiquées (9), s'ils ne contiennent toutefois ni argent ni or. Dans ce dernier cas, ils subissent un traitement spécial (Voir Métallurgie de la Désargentation des cuivres argentifères).

Les compositions du *purple ore* de Rio Tinto et du *purple ore* de Hemixheim, sont données (119).

Les résidus *non plombeux* sont fondus quelquefois pour épouges de fer; le plus souvent ils sont rejetés, après avoir subi un second traitement pour cuivre, lorsque leur teneur en ce métal peut supporter encore les frais du traitement (Stephaneshütte). Les résidus *plombeux* sont envoyés aux fonderies de plomb (Ocker).

103. *b*). Les eaux mères appauvries, quand elles procèdent de la sulfatation, sont traitées par concentration pour sulfate de fer (vitriol vert) et servent partiellement pour liqueur d'attaque ; ou bien encore, elles sont évaporées à sec ; le résidu est vendu comme minéral de fer ; ou bien enfin, elles sont envoyées totalement à la rivière ou à la mer, après les avoir bien neutralisées avec de la chaux vive, dans le premier cas ; quelquefois on les laisse au contraire à l'air libre se purger tranquillement du fer, dans de vastes citernes ou dépotoirs : les sels de fer se déposent alors (procédés Wagner, Henderson).

Lorsque les eaux mères proviennent de la chloruration, elles tiennent du sulfate de soude et sont généralement vendues aux usines à soude. Dans le procédé suivi à Alderley Edge, on laisse le chlorure de fer tomber goutte à goutte sur un lit de sable, porté au rouge dans un four à réverbère : l'acide chlorhydrique, qui se dégage, est recueilli dans des tours remplies de coke et régénéré de la sorte.

Lorsqu'elles sont chargées de perchlorure de fer, elles servent en partie (un tiers environ), comme liqueur d'attaque ou de dissolution : la majeure partie (les deux autres tiers généralement) est conduite à la rivière ou à la mer, quand la teneur en cuivre n'est pas rémunératrice pour un traitement intégral (usines de Hemixheim, d'Ocker, etc.).

Dans d'autres établissements, on évapore à sec les liqueurs mères de la chloruration ; le résidu calciné à l'air contient encore du chlorure de cuivre, qui se transforme en perchlorure, souvent susceptible d'un second traitement ; le résidu final, solide, de cette opération et qui contient du sel marin et du sulfate de soude, qu'on extrait par lessivage à l'eau et, après cristallisation, sont vendus aux fabriques de soude (Angleterre).

Lorsque nous décrivons les principales variantes des deux procédés, nous indiquerons les compositions de ces eaux mères, les quantités reprises pour un nouveau traitement et celles qui sont définitivement abandonnées, suivant les cas.

Nous passons maintenant aux monographies de ces deux sortes de traitements, dont nous avons donné les caractères généraux et décrit les appareils, et nous choisissons pour types les usines les plus importantes parmi celles qui traitent les matières cuivreuses à l'aide des procédés les plus perfectionnés de la voie humide.



## CHAPITRE II.

### PROCÉDÉS FONDÉS SUR LA SULFATATION ET LA CHLORURATION.

104. Nous choisissons les cinq types suivants de fabrication de cuivre par voie humide :

§ 1. Procédé par sulfatation et précipitation par le fer, de Rio Tinto (ancien procédé).

§ 2. Procédé par sulfatation et précipitation par l'hydrogène sulfuré, de Rio Tinto (procédé Sending).

§ 3. Procédé par chloruration et précipitation par le fer, de Hemixheim (Vignoess, ancien procédé).

§ 4. Procédé par chloruration, sans grillage, de Rio Tinto (procédé Daetsch).

§ 5. Procédé par chloruration avec grillage et variantes, de Phœnixville (procédé Hunt et Douglas).

§ 6. Nous terminerons par un tableau synoptique dans lequel seront indiquées les principales variantes de la plupart des usines les plus importantes, continentales et américaines.

#### § I. PROCÉDÉ PAR SULFATATION ET PRÉCIPITATION PAR LE FER, DE RIO TINTO (ANCIEN PROCÉDÉ).

##### 105. A. *Grillage.*

Nous avons déjà indiqué (25) la nature du minerais et décrit le grillage des usines de Rio Tinto (46) et (55). Nous passons immédiatement à la description des opérations qui suivent le grillage.

##### 106. B. *Cémentation.*

Le minerai de Rio Tinto est attaqué dans de grands bassins de 50 mètres de longueur, 10 mètres de largeur et 1<sup>m</sup>,50 de profondeur : ce sont de vastes citernes maçonnées, cimentées et asphaltées. Sur l'un des fronts, les écluses de vidange, situées aux angles, sont isolées du bassin par des cloisons spéciales, de façon à ce que les boues ne viennent point les obstruer, lorsqu'on fait l'écoulement de la liqueur dans les fossés où se fait la précipitation par le fer et qui débouchent eux-mêmes dans un bassin final de réception. Le fond de ces citernes est couvert de planches, constituant un faux plancher et c'est par les fentes, ménagées largement sur ce sol artificiel, que se fait la filtration : une pente générale du sous-sol permet l'écoulement rapide et facile de la dissolution vers les bassins de cémentation.

Lorsqu'une citerne a été vidée par une opération précédente, on ferme les tampons des vanues d'écoulement; on dispose sur le faux plancher le minerai grillé dans lequel le cuivre se trouve maintenant à l'état de sulfate soluble dans l'eau et on y amène de l'eau ou bien le dissolvant revivifié, à l'aide de canaux de bois ou de maçonnerie affleurant au niveau supérieur. On reconvre la masse de minerai de quelques centimètres de liquide. L'action s'exerce pendant 10 heures, après lesquelles on fait la vidange d'un dixième du contenu du bassin, qu'on remplace par un dixième de liqueur nouvelle.

Après lixiviation complète de la masse, qui alors ne doit plus donner à l'essai que de faibles traces de cuivre, les résidus ne tiennent pas au-delà de 0,4 à 0,5 pour 100 de ce métal : la liqueur a donc enlevé les trois quarts de la teneur, sous forme de sulfate dissous.

107. Les canaux, par lesquels s'effectue la sortie, ont 1<sup>m</sup>,50 de largeur, 1 mètre de profondeur et se ramifient en une série d'autres canaux tributaires du principal, plus étroits, moins profonds et où la vitesse d'écoulement est par conséquent plus rapide que dans le canal principal. Ces canaux, appelés canaux de décharge, sont tous garnis de saumons de fonte; on estime qu'il faut que la liqueur chargée de cuivre fasse un parcours de 600 mètres, à travers les petits châteaux de fonte (*castillejos*), pour qu'elle abandonne sur elle tout son cuivre à l'état de ciment (*cascara*). La liqueur ne contient plus alors que 8 à 10 grammes de cuivre au mètre cube. Les saumons de fonte sont nettoyés par une brigade de jeunes apprentis, qui chargent le ciment dans des paniers de spart (*esportillas*), ou dans des baquets, d'où l'excédent d'eau s'écoule de nouveau dans le bassin, sur le bord duquel ils sont posés. Lorsque l'égouttage est fini, les paniers sont enlevés sur un wagonnet et envoyés au magasin.

De là, le cuivre de ciment passe à un four de calcination, où il est porté à l'incandescence, agité par des spadelles pour lui faire dégager tout son excédent d'eau et un peu d'arsenic. Cette masse oxydée, contenant 70 à 75 pour 100 de cuivre, est jetée sur le sol de l'usine, et mise en sacs, après refroidissement.

Les liqueurs mères, privées de leur cuivre sont reprises, après repos dans un bassin central, à l'aide de pompes, pour de nouvelles attaques de minerai : comme elles sont corrosives, les garnitures et les clapets de ces pompes sont construits avec un alliage composé de

5 pour 100 d'étain,

15 pour 100 de plomb et

80 pour 100 de cuivre, qui résiste assez longtemps.

La consommation en fonte est de 2 tonnes pour 1 tonne de cuivre raffiné, soit 1,40 pour 1 tonne de cuivre de ciment : c'est cette grande dépense qui a provoqué tant de recherches pour améliorer le prix de revient.

#### 108. C. Opérations sur les résidus.

Les résidus épuisés à 0,50 pour 100 de cuivre, provenant des citernes dont l'attaque est terminée, sont repris avec moitié de leur poids ou quelquefois avec parties égales de minerais menus.

Ils sont disposés en un tas elliptique, analogue aux grands tas de grillage dont

il a été question (46). Il se développe rapidement, au sein de la masse, une vive chaleur, produite par une réaction chimique aboutissant, après six ou huit semaines, à la formation d'une assez grande quantité de sulfate. Lorsque ce résultat est obtenu, on élève la masse des résidus de murs de 0<sup>m</sup>,10 de hauteur, et l'on y amène la dissolution qui recouvre le tout pendant un mois et demi ou deux. On estime qu'il faut 12 ans pour l'épuisement complet de la teneur en cuivre du minéral.

Les premières dissolutions extraites tiennent 5 kilogrammes de cuivre au mètre cube; l'essai des liqueurs se fait au cyanure de potassium (voir plus loin : Essais des matières cuivreuses) et quand l'essai n'accuse plus que 1 kilogramme au mètre cube, on amène les liqueurs au bassin de repos.

Voici l'analyse complète d'un cuivre de ciment obtenu par la cémentation des eaux de lavage sortant des résidus, *teleras* ou *terreros* (M. E. Cumenge).

Cuivre. . . . .	51,90
Plomb. . . . .	1,45
Argent. . . . .	2,35
Bismuth. . . . .	
Fer . . . . .	7,00
Antimoine . . . . .	0,50
Arsenic . . . . .	2,95
Soufre. . . . .	5,10
Chaux. . . . .	0,60
Chlorure de sodium . . . . .	0,40
Sulfate de soude. . . . .	1,40
Sable . . . . .	5,00
Charbon. . . . .	0,40
Oxygène et perte. . . . .	16,00
	<hr/>
	100,00

*Nota.* Cette analyse s'applique en réalité au ciment obtenu par le procédé Daetsch (au perchlore); mais elle est également exacte pour le produit obtenu des *terreros* par l'ancien procédé.

#### 109. Coût.

Les résultats financiers de cette élaboration industrielle donnent, comme prix de revient du cuivre ciment, extrait d'un minéral à 1 1/2 pour 100 de cuivre : 5<sup>fr</sup>,7525 par tonne, dont 2<sup>fr</sup>,85 pour la cémentation seule et 0<sup>fr</sup>,90 pour le grillage. Ces chiffres sont ceux du gouvernement espagnol, d'après le bulletin des ventes des biens nationaux, lors de la transmission de la propriété nationale de Rio Tinto à la Société anglaise de ce nom.

110. Sur ce chiffre, qu'on peut considérer comme très exact, nous faisons les réflexions suivantes :

1° Un procédé métallurgique, qui arrive à faire des bénéfices avec un minéral cuivreux de seulement 1 1/2 pour 100 en teneur, est évidemment un procédé digne de fixer l'attention. La valeur du métal contenu pour 15 kilogrammes de cuivre par tonne, à raison de 65 livres sterling ou 1525 francs la tonne, ou 4<sup>fr</sup>,525 le kilogramme, est au maximum de 22<sup>fr</sup>,87, sur lesquels il faut payer les frais d'extraction, généraux, de transport, etc., en sus des frais de traitement, réduits, comme on vient de le voir, à 3<sup>fr</sup>,75 seulement par tonne.

2° Un minéral, si peu riche en matière utile, ne peut évidemment être traité par le charbon et les fours de la voie sèche, du moins en l'état actuel de la métal-

lurgie et avec les prix actuels du combustible : par suite la voie humide ne laisse pas que d'être une excellente solution du problème métallurgique posé pour des minerais de cette espèce, à si basse teneur.

5° Des espaces considérables pour les ateliers et les élaborations d'usine sont, il est vrai, nécessaires au mouvement de si grandes masses de faible teneur, car ils doivent forcément être en rapport avec un travail à si vastes proportions ; mais, dans les pays, généralement incultes, où l'opération est presque toujours installée, ils sont en réalité de fort peu de valeur.

4° Le seul désavantage sérieux du procédé, croyons-nous, réside dans le temps considérable employé à obtenir le rendement intégral de la teneur métallique contenue ; en effet, le cuivre n'est réalisé pour les 50 pour 100 de la teneur qu'après 4 mois, et pour les 52 pour 100 restant, après 24 mois seulement et souvent d'avantage encore : la perte est d'ailleurs de 58 pour 100 de la teneur<sup>1</sup>.

111. Les prix de revient cités plus haut, relatifs au traitement de *Rio Tinto*, se décomposent comme suit :

		Fr. par tonne.
a). <i>Grillage</i> :	Combustible. . . . .	0,2500
	Formation des tas. . . . .	0,4250
	Transport des minerais . . . . .	0,1250
	Calcinés. . . . .	0,0125
	Entretien de l'outillage . . . . .	0,0125
	Salaires de l'administration. . . . .	0,0750
b). <i>Cimentation</i> .	Effets de magasin. . . . .	0,0150
	Fonte de fer. . . . .	1,8700
	Chargement et déchargement du ciment. . . . .	0,5100
	Divers. . . . .	0,4500
Total :		Fr. 3,7525

A cette somme il faut ajouter la valeur du minerai extrait :

		Fr. par tonne.
Le prix de l'extraction est d'ailleurs de :	Main-d'œuvre . . . . .	1,5600
	Poudres, mèches, etc. . . . .	0,2750
	Outillage et wagons. . . . .	0,2900
	Traction et animaux. . . . .	0,2820
	Frais généraux. . . . .	0,9550
	Excavation et déblai de la roche stérile . . . . .	0,8750
Total général par tonne de minerai.		Fr. 7,7495

M. Cumenge, dans sa Note sur *Rio Tinto*, donne les détails suivants pour le traitement des usines environnantes :

1. Le minerai à 2,68 pour 100, teneur moyenne de <i>Rio Tinto</i> et des mines des environs, se décompose en. . .			
1,34 % réalisé en 4 mois.	0,86 % — 24 —	0,77 % réalisé en 4 mois.	0,33 % — 24 —
Teneur extraite. 2,20	} 2,68 pour 100.	Teneur extraite 1,10	} 2,68 pour 100.
Teneur perdue . 0,48		Teneur perdue 1,58	

	Réaux vellon <sup>1</sup> .	Francs.	
a) <i>Grillage</i> .	Déchargement et cassage du minerai. 0,59	0,1475	} 0,8825
	Confection des teleras (tas) . . . . . 1,78	0,4450	
	Combustible (broussailles) . . . . . 0,60	0,1500	
	Surveillance . . . . . 0,06	0,0150	
	Matériel (pelles, baquets). . . . . 0,10	0,0250	
	Réparations d'outils, ateliers . . . . . 0,40	0,1000	
b) <i>Cimentation</i> .	Charge des bassins d'attaque . . . . . 2,12	0,5300	} 1,2900
	Élévation de l'eau à 35 m. de hauteur. 0,56	0,0900	
	Déchargement des bassins. . . . . 1,01	0,2525	
	Nettoyage des fontes pour ciment. . . 0,85	0,2125	
	Salaires et surveillance . . . . . 0,82	0,2050	
	Total : Rvn. 8,69	Fr. 2,1725	
L'exploitation minière peut être estimée comme ci-dessus à :		7,70	1,9250
	Total : Rvn. 16,39	Fr. 4,0975	

Comme on compte 66 tonnes de minerai pour obtenir 1 tonne de cuivre pur, au bout d'une année, les frais ci-dessus détaillés : 16,39 Rvn., doivent être multipliés par 66.

Minerai pour 1 tonne de cuivre pur : . . . . .	1081,74	270,435
Séchage du ciment ( <i>cascara</i> ), grillage et mise en sacs : . . . . .	38,68	9,670
Entretien et surveillance des bassins : . . . . .	19,78	4,945
Frais généraux sur toutes les branches : . . . . .	120,72	30,180
Fonte de fer : . . . . .	1590,70	397,675
Divers : . . . . . Rvn.	48,58	Fr. 12,095

Prix d'une tonne de cuivre pur. Total. . . . Rvn. 2900,00 Fr. 725,000.

A cause de la distance et de la difficulté des chemins, le prix des transports, celui de la fonte de fer et en retour de la *cascara* ou ciment, jusqu'au port de Huelva, son exportation, frêt, etc., constituent, pour l'exploitation en question, une somme d'environ 25 francs de plus, par tonne de cuivre pur, que pour celle de Rio Tinto même.

## § II. PROCÉDÉ PAR SULFATATION ET PRÉCIPITATION PAR L'HYDROGÈNE SULFURÉ, DE RIO TINTO, (PROCÉDÉ SINDING).

112. On a essayé à Rio Tinto le procédé Sinding, fondé sur l'emploi de l'hydrogène sulfuré, en place de la fonte de fer. M. Gruner a donné l'ensemble de la méthode (p. 168 et 169), pour l'usine de *Foldal* en Norvège. La production du gaz a été modifiée en Espagne de la façon indiquée (97) : dans un four à manche, marchant au coke et à vent forcé, on introduit de la vapeur d'eau et du gaz acide sulfureux provenant du grillage des pyrites. La réaction est la suivante :



il en résulte un mélange de gaz oxyde de carbone et d'acide sulfhydrique. D'après M. Robert Wimmer, cette fabrication serait empruntée à la patente Hartmann n° 9275.

1. Réal vellon = 0 fr. 25.

Les liqueurs finales saturées, pour la réussite convenable de l'opération et l'obtention d'un sulfure de cuivre suffisamment pur, ne doivent point contenir d'hydrogène sulfuré en excès : elles peuvent alors être employées à nouveau pour l'attaque.

Le lecteur trouvera sur ce procédé, qui a été remplacé depuis par celui au perchlorure de fer de M. Dörsch, quelques autres détails dans le § VII.

Pour les autres procédés de sulfatation, par l'acide sulfurique, versé soit directement sur les minerais grillés (Chessy, Saint-Bel), etc., soit employé comme dissolvant, nous renvoyons le lecteur à la p. 169 et à la Métallurgie de la Désargentation des cuivres.

### § III. PROCÉDÉS PAR CHLORURATION ET PRÉCIPITATION PAR LE FER, DE NEMIXHEIM (VIGNÈSS) (PROCÉDE ANCIEN) <sup>1</sup>.

113. Les procédés par chloruration double, à la fois sèche et humide (au sel marin et à l'acide chlorhydrique) et par précipitation par le fer métallique, reçoivent depuis peu d'années une application fort remarquable dans l'usine de Nemixheim-lès-Anvers.

Elle a été créée très récemment sur les bords de l'Escaut, en Belgique, par la société minière de Vignæss, dont le centre est à Anvers.

Dans cet établissement, les principes de la voie humide par chloruration à l'aide du sel marin, aidée d'acide chlorhydrique sont appliqués à des minerais fort pauvres en cuivre et pratiquées dans des conditions de précision et d'organisation intérieure qui font de cet usine un établissement modèle <sup>2</sup>.

#### 114. A. Chloruration.

Les minerais proviennent de Norvège, des mines de Vignæss et résultent d'un triage des produits de l'exploitation en deux catégories :

1<sup>o</sup> Les résidus pauvres du lavage et du triage, provenant des minerais riches en cuivre et blendeux (impropres à la fabrication de l'acide sulfurique et au traitement subséquent de la voie humide), sont ceux qui sont expédiés par mer à l'usine d'Anvers ;

2<sup>o</sup> Les minerais riches sont vendus en Angleterre pour soufre et cuivre ; la plus grande partie est toutefois traitée sur place, pour mattes ; ces dernières tiennent de 25 à 30 pour 100 de cuivre et sont vendues aux usines de Swansea, Biache Saint-Waast, Rouen, etc.

Les minerais qui sont expédiés de Norvège en Belgique se composent de chalcoppyrites et pyrites de fer, tenant en moyenne 4 pour 100 de cuivre ; ils passent d'abord aux fabriques de produits chimiques, pour l'extraction du soufre : le soufre, utilisé comme acide sulfurique, est payé à l'usine de Nemixheim à raison de 260 francs la tonne ; elle n'en supporte ni les frais de transport ni ceux de chargement <sup>3</sup>.

1. Nous appelons ce procédé *ancien*, parce que c'est celui qui fonctionne depuis de longues années déjà à Ocker, en Allemagne (Hartz), par opposition à celui qu'a modifié depuis M. Dörsch, en Espagne, par une *perchloruration* du fer, en même temps que du cuivre, sans grillage préalable.

2. Les renseignements que nous donnons sont le résultat de communications personnelles de M. De-trance, directeur et de diverses publications, entre autres celle de M. du Mesnil, ingénieur, dans le Bulletin de l'Association amicale des élèves de l'École des Mines (1881).

3. Ce prix est certainement trop élevé : le soufre raffiné ne se paye que 220 francs la tonne, le soufre sublimé (Heur) 230 francs et actuellement ces prix ont encore considérablement baissé.

La composition du minerai, avant le grillage pour soufre est la suivante:

Soufre (S). . . . .	41 »
Cuivre (Cu) . . . . .	4 »
Fer (Fe). . . . .	32 »
Zinc (Zn) . . . . .	1,50
Carbonate de chaux ( $\text{CO}_2, \text{CaO}$ ). . . . .	1,50
Silice ( $\text{SiO}_2$ ) . . . . .	20 »
	<hr/>
	100 »

Les minerais calcinés reviennent à l'usine, en conservant une petite teneur, de 3 à 7 pour 100, de soufre non expulsé (en moyenne 5 pour 100), et avec une perte en poids de 25 pour 100; l'utilisation du soufre atteint donc 90 pour 100 du total contenu. Le traitement quotidien s'exerce sur 96 tonnes de minerai grillé, qui par conséquent correspondent à 128 tonnes de pyrites originaires.

La composition de minerai calciné ou grillé est la suivante :

Soufre (S). . . . .	5 »
Cuivre (Cu) . . . . .	5,50
Oxyde de fer ( $\text{FeO}$ ). . . . .	60 »
Silice ( $\text{SiO}_2$ ) . . . . .	26,50
Zinc (Zn); Chaux ( $\text{CaO}$ ); Oxygène (O). . . . .	3 »
	<hr/>
	100 »

(Le lecteur peut rapprocher ces compositions de celles données au § II, Chap. I).

Ces résidus cuivreux arrivent à quai sur l'Escaut, près de la station de Hemixheim (ligne Anvers-Boom); ils sont enlevés des cales des bateaux, par deux grues à vapeur appartenant à l'usine et emmagasinés, à l'aide de wagonnets, qui remontent un plan incliné, dans des docks ou magasins; là ils sont classés, suivant leur teneur en soufre, cuivre et gangues, pour passer ensuite aux lits de fusion pour la chloruration.

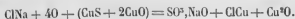
115. La chloruration se fait, après broyage des minerais, dans des fours à moufle, analogues à ceux décrits précédemment, et après leur mélange avec une proportion de sel marin, variable avec la teneur en cuivre. Dans l'opération de la chloruration, la réaction chimique consiste, comme on l'a vu, à achever l'oxydation du cuivre non désulfuré par le grillage subi dans les fabriques de produits chimiques, pour acide sulfureux et à produire une chloruration presque totale du métal.

La quantité de sel impur mélangée au minerai est en moyenne de 20 pour 100; elle peut s'élever à 25 pour 100, si la teneur en cuivre est plus grande que 5,50 pour 100. Le sel est broyé, en même temps que le minerai, dans des cylindres broyeurs, qui reçoivent leur alimentation d'une chaîne à godets, laquelle extrait la matière d'une fosse ou puisard, où l'on a préalablement culbuté les wagonnets de sel et de minerai, dans les proportions voulues. A la sortie des broyeurs, la masse est criblée dans un trommel à secousses, qui classe le menu et rejette de nouveau le

gros sous les broyeurs. Une vis d'Archimède reprend les menus et, sur une longueur de 8 mètres de canal, achève le mélange intime; enfin un monte-charge à vapeur élève au niveau des fours de chloruration les wagonnets, rechargés de la matière prête à subir l'opération.

La chloruration au four à moufle se fait dans 8 fourneaux (de 12 mètres de long et 2<sup>m</sup>,50 de large), et 4 autres récemment construits (de 10 mètres seulement de long, mais de 4<sup>m</sup>,50 de large, l'expérience ayant établi que le travail de chloruration se fait plus convenablement en diminuant la longueur du four et en augmentant sa largeur). Les fours ont 3 trémies pour le chargement et 6 portes de travail, qui permettent de râbler dans tous les sens; ils sont à foyer unique, qui consomme 210 kilogrammes de houille par tonne du mélange (minerai et sel). La flamme de la grille passe sur la partie supérieure du moufle, revient en dessous, guidée par des carneaux, qui obligent les gaz à épuiser leur calorique sur ses parois et sur son plan de base; ils passent de là dans une galerie et finalement à trois grandes tours de condensation.

La charge de sel est réglée de telle manière que le soufre (environ 5 pour 100), combiné à l'état de sous-sulfure avec le cuivre (environ 5,50 pour 100), soit expulsé à l'état de sulfate de soude, le soufre et la base du chlorure de sodium s'oxydant dans la chloruration; 2 pour 100 de sel sont ajoutés en sus, afin de compenser le chlore en partie volatilisé dans l'opération. La réaction peut s'écrire :



La charge de matière est de 5<sup>m</sup>,75 par ancien four, répartie sur les 3 trémies; elle occupe 0<sup>m</sup>,04 d'épaisseur sur la sole; dans les nouveaux fours, la charge est de 4<sup>m</sup>,50 et l'épaisseur du lit n'est que de 0<sup>m</sup>,05.

On élève la température de 500 à 600°, en évitant le rouge cerise; la flamme bleue du soufre, par sa disparition complète, indique la fin de l'opération. Un essai colorimétrique (Voir Chap. II, Essais de cuivre), ne doit pas donner plus de 0,20 pour 100 de métal; cet essai est fait sur des caux provenant d'un lessivage à l'eau chaude de la matière chlorurée. Ce résultat atteint on opère le déchargement.

La chloruration dure en moyenne 6 heures, ce qui permet de faire 4 opérations par jour et par four: on passe de la sorte, par 24 heures, 15 tonnes de mélange correspondant à 12 tonnes de minerai grillé. La charge perd 5 pour 100 de son poids; il y reste toujours, à dessein, un peu de soufre combiné avec le cuivre.

Pour la réussite de la chloruration, le sel marin en effet ne doit pas se trouver dans le lit en quantité suffisante pour que toute la masse soit chlorurée; il faut qu'il reste un peu de sulfure de cuivre qui s'oxyde. Si l'on prolonge trop longtemps l'opération pour produire cette oxydation, il y a formation d'oxychlorure de cuivre, lequel est assez insoluble. Il faut donc se maintenir dans une certaine limite, pour que le cuivre soit oxydé le plus intégralement possible, mais ne se transforme point en oxychlorure.

La composition moyenne du minerai chloruré, au sortir du four, est la suivante :



Chlorure de sodium :	(ClNa). . . . .	0,50 à 0,40	}
Chlorure de cuivre :	(ClCu). . . . .	5 »	
Sulfate de cuivre :	(SO <sup>2</sup> CuO). . . . .	0,20 à 0,50	
Oxychlorure de cuivre :	(ClCu <sup>2</sup> O). . . . .	0,60	
Oxyde de cuivre :	(CuO). . . . .	0,20	
Sulfure de cuivre :	(SCu). . . . .	0,40	
Chlorure et oxyde de fer :	(ClFe, FeO). . . . .	56 » à 57 »	
Sulfate { de soude { . . . . .	(SO <sup>2</sup> , NaO). . . . .	19 » à 20 »	
Silicate { . . . . .	(SiO <sup>2</sup> , NaO). . . . .	2 »	
Silice et silicates indécomposés :. . . . .		17 »	

Les ouvriers sont au nombre de deux, par poste de 12 heures et payés sur le pied de 4<sup>fr</sup>,50 par poste.

Les gaz de la chloruration sont reçus dans trois tours de condensation : deux sont en briques, de 16 mètres de hauteur, 2<sup>m</sup>,50 de diamètre; elles sont divisées en trois compartiments garnis de coke en morceaux, que soutiennent des arceaux percés de trous : le haut de la cheminée se termine par un vide, de 1 mètre de hauteur environ, d'où s'échappe une pluie d'eau de 2<sup>m</sup> par heure, qui pénètre cette masse poreuse et condense l'acide chlorhydrique des gaz produits; ceux-ci entrent dans les tours avec une température de 150 à 150° et en sortent à 12 ou 18°. Le liquide qui s'écoule de leur pied marque 6° 1/2 B. et sert, comme on le verra plus loin, au lessivage des matières chlorurées.

La troisième tour, récemment construite en dalles de grès, a 20 mètres de hauteur et 5 mètres de diamètre.

#### 116. B. Cimentation.

Le minerai chloruré est refroidi sur le sol de l'usine. On a reconnu qu'en lessivant le minerai lorsqu'il est encore chaud, le chlorure de cuivre subit une espèce de groupement cristallin qui le constitue à l'état de noyaux compacts, très difficiles à attaquer et à se dissoudre, raison pour laquelle on laisse la masse se refroidir, jusqu'à ce qu'en s'effleurissant à l'air elle soit descendue à la température ordinaire.

Le minerai grillé est alors élevé, à l'aide d'une chaîne à godets, jusqu'à l'atelier des bacs d'attaque ou de dissolution; il en est de même des eaux destinées au lessivage, qui sont amenées par des pompes. Les bacs sont au nombre de 24, indépendants les uns des autres, mais rangés en quatre séries de 6. La longueur d'un de ces bacs est de 25 mètres, sa largeur de 5<sup>m</sup>,50, et sa hauteur de 5<sup>m</sup>,50 au-dessus d'un double fond à claire-voie; la partie inférieure est garnie, sur 20 centimètres d'épaisseur, d'un lit de paille et de *purple ore* (résidu ferreux de l'attaque), qui constitue une surface filtrante, lorsqu'on fait la décantation de la liqueur. Le liquide de tous les bacs s'écoule dans un canal unique, qui l'amène aux bassins contenant le fer métallique pour la précipitation.

La charge du minerai chloruré est lessivée trois fois :

1° Avec la liqueur ferreuse partiellement emmagasinée, qui sort appauvrie des bassins où l'on a précipité le cuivre par le fer : elle contient encore 5 à 6 kilogrammes de cuivre par mètre cube, beaucoup de perchlorure de fer (Cl<sup>2</sup>Fe<sup>3</sup>), qui

facilite la dissolution ultérieure du chlorure et de l'oxydure de cuivre. Le liquide est chauffé à 80° dans le bac, à l'aide de la vapeur : l'opération d'attaque dure dix heures.

2° Un second lessivage, après égouttage du premier, est exécuté avec les eaux acides des tours de condensation, renforcées au besoin en acide chlorhydrique concentré du commerce, de façon à leur faire marquer 2° B.; elles sont également chauffées à 80° par la vapeur.

Le résultat de ces deux premiers lessivages est de 20<sup>ms</sup> de liqueur cuivreuse, qu'on dirige à l'étage inférieur : on laisse égoutter le minerai durant deux heures, après la vidange.

3° Un dernier lessivage enfin, à l'eau chaude seule, doit achever l'extraction totale du cuivre de la masse chlorurée, qui ne doit pas donner à l'essai au delà de 0,25 pour 100 de cuivre.

117. La précipitation du chlorure de cuivre en dissolution par le fer se fait dans 5 groupes de bassins, composés chacun de 7 bacs, qui communiquent entre eux et dont l'un est, en général, en voie de déchargement ou de vidange : ils contiennent 9<sup>ms</sup> de liqueur, qu'on verse sur un fond garni de vieilles ferrailles, à l'exclusion de la fonte, l'opération de précipitation par ce dernier métal donnant lieu à une réaction plus lente et à un mélange avec une matière carbonacée qui salit et déprécie le cuivre de ciment. La liqueur est chauffée à 60° par la vapeur, afin d'activer la réaction, qui dure 24 heures.

On ne dépouille le cuivre déposé sur la ferraille que lorsqu'il a atteint une certaine épaisseur : il présente souvent d'assez belles cristallisations métalliques et tient 80 à 85 pour 100 de cuivre pur ; le reste est de l'oxyde de fer mélangé de gangues en grains très fins.

Le liquide qui procède de la cémentation sort presque neutre et ne retient plus, ainsi qu'il a été dit, que 5 à 6 kilogrammes de cuivre par mètre cub. On en laisse perdre un tiers au fleuve ; les deux autres tiers sont emmagasinés et employés, comme on l'a vu, pour le premier lessivage, à cause du perchlorure de fer que ces eaux contiennent, lequel favorise la dissolution de l'oxydure et du sous-sulfure de cuivre : elles sont recueillies à cet effet dans des bassins, d'où les pompes les élèvent jusqu'aux bacs d'attaque.

On préfère obtenir la cémentation avec des liqueurs en mouvement ; on a reconnu que les liqueurs dormantes ne donnent point un rendement aussi grand et aussi rapide ; elles se meuvent, à Hemixheim, en faisant leur entrée par le faite du premier bac, en traversant ensuite les suivants lentement et en s'écoulant du dernier vers le bassin de réception.

La consommation de fer n'est que d'une unité pour une unité de cuivre ; c'est loin du chiffre de Rio Tinto, où la dépense est d'au moins 1,42 à 1,70 pour 1 de cuivre ; il est vrai que ce dernier chiffre correspond à l'emploi de la fonte et qu'on sulfat le minerai ; dans le procédé de chloruration Bœtsch, elle n'est plus que de 1,12 pour 1 de cuivre. Il nous semble toutefois que le chiffre de Hemixheim est bien faible<sup>1</sup>.

1. Théoriquement, pour déplacer 1 équivalent de cuivre (31,75), il faut 28 de fer ; ce rapport est de 88 pour 100 ; il n'y aurait, en pratique, que 12 pour 100 de différence sur la dépense théorique, cela paraît peu, d'autant plus que les liqueurs de cémentation sont très acides.

Le travail de cémentation est confié à des manœuvres, qui gagnent de 4 francs à 4<sup>r</sup>,50 par journée. On vide 3 batteries 1/2 par 2 semaines de travail effectif, de sorte qu'un bac est vidé à peu près tous les 12 jours.

118. La production totale de l'usine en cuivre de ciment est d'environ 90 tonnes par mois. La composition du ciment est la suivante, après expulsion de l'eau et dessiccation à l'air :

Cuivre :	(Cu). . . . .	82,60
Eau :	(H <sub>2</sub> O). . . . .	5 »
Fer métallique et oxyde de fer : (Fe, FeO). . . . .		5 »
Sulfate de cuivre :	(SO <sub>4</sub> CuO). . . . .	0,50
Sulfate de soude :	(SO <sub>4</sub> NaO). . . . .	5,50
Oxygène (de l'oxydure de cuivre) : (O). . . . .		2,20
Acide sulfurique :	(SO <sub>3</sub> , H <sub>2</sub> O). . . . .	1,20
		<hr/> 100 »

(Le lecteur peut comparer à l'analyse du ciment de Rio Tinto (108) et aux analyses indiquées (94).)

La composition ci-dessus correspond au produit, après un fort lavage, pour le priver le plus possible du sel de soude contenu. Ce lavage s'exécute dans un tamis, sur lequel on reçoit la masse du cuivre, qu'on délaye dans de l'eau amenée à 2 atmosphères de pression : le sel de soude est dissous ; la ferraille séparée demeure sur la toile, tandis que le cuivre passe à travers les mailles et est recueilli ; l'excès d'eau, représentant 55 %, environ du poids du cuivre, très chargée de soude, s'écoule à l'Écœut.

Le cuivre de ciment s'oxyde à l'air rapidement, surtout à la faveur de la petite quantité de sel de soude renfermé dans l'eau emprisonnée ; pour éviter cet inconvénient, on le fait passer sous des presses hydrauliques ; à l'aide d'une faible pression initiale, on expulse d'abord la majeure partie de l'eau ; puis on achève le moulage en briquettes très tenaces et résistantes, avec une pression finale de 50 atmosphères. L'eau retenue est encore de 7 %, au sortir des accumulateurs, et de 5 %, après séchage des briquettes à l'air. Une analyse électrolytique détermine la teneur exacte en cuivre des lots de briquettes emmagasinées. (Voir 2<sup>e</sup> Partie. Essais pour cuivre.)

#### 119. C. Opérations sur les résidus.

Le résidu solide, après le triple lessivage indiqué, parfaitement égoutté, mais toujours humide, pesant 70 pour 100 du poids chargé dans les bacs, constitue le *purple ore* ou *blue-billy*. Il est vendu comme minerai de fer aux fonderies de fer et forges des environs de Liège, à raison de 12 francs par tonne ; les frais de chargement et de mise à bord dans les bateaux sur le quai de l'usine, sont de 0<sup>r</sup>,50 et supportés par elle. La production journalière de ce résidu est de 90 tonnes : c'est donc une utilisation par jour de 1055 francs, qui viennent en déduction des frais de traitement.

La composition du *purple ore* est la suivante:

Oxyde de fer :	(FeO).	. . . .	55	»
Eau :	(H <sub>2</sub> O)	. . . .	22	»
Silice :	(SiO <sub>2</sub> )	. . . .	18	»
Cuivre :	(Cu)	. . . .	0,20	
Acide sulfurique :	(SO <sub>3</sub> , H <sub>2</sub> O)	. .	0,60	
Chlore :	(Cl)	. . . .	5,50	
Soude et Chaux :	(NaO, CaO)	.	0,70	
			<hr/>	
			100	»

Le lecteur peut comparer cette analyse à celle que donne pour le *blue-belly* de Rio Tinto, M. le Dr Fabian, directeur de l'usine de Duisburg (Allemagne), après utilisation des pyrites pour soufre et extraction du cuivre et de l'argent :

Fer	(Fe) :	. . . . .	65,50
Plomb	(Pb) :	. . . . .	1,88
Zinc	(Zn) :	. . . . .	traces
Soufre	(S) :	. . . . .	0,05
Arsenic	(As) :	. . . . .	0,20
Cuivre	(Cu) :	. . . . .	0,12
Acide sulfurique (SO <sup>3</sup> , H <sub>2</sub> O) :		. . . . .	0,725
Partie insoluble :		. . . . .	2,60
Traces d'alcali, oxygène et perte :		. . . . .	25,925
			<hr/>
			100

Ces manipulations se font à l'entreprise par poste de six hommes : 10 francs leur sont alloués pour chargement et déchargement d'un bac. On vide 2 bacs par poste : la charge est d'ailleurs de 120 tonnes de minerai chloruré, correspondant à 90 tonnes de minerai d'origine grillé; le *purple ore* pèse, ainsi qu'il a été dit, 90 tonnes.

**120. Divers détails.** — Nous complétons la description de cette usine par quelques détails généraux.

La vapeur est produite par 2 chaudières à vapeur, de 42 mètres de surface de chauffe chacune d'elles et par une chaudière tubulaire, système Neyer, de 90 mètres de surface de chauffe <sup>1</sup>; cette dernière est toujours en feu, en même temps que l'un des deux générateurs. La consommation est de 10 tonnes de houille par jour. La cheminée centrale de l'usine a 75 mètres de hauteur et 4<sup>m</sup>,50 de diamètre; elle est d'égale section dans toute sa hauteur.

1. Le système Neyer, qui a fonctionné brillamment comme générateur de vapeur aux dernières expositions de Paris, notamment à celle d'électricité, consiste en une série de tubes de 15 à 20 centimètres de diamètre, reliés les uns aux autres par des joints en fer très ingénieux : l'eau d'alimentation peut manquer complètement, sans crainte d'explosion : nous pouvons garantir formellement le fait, auquel nous avons assisté par hasard aux mines de plomb argentifère du Coto Fortuna, à Mazarron (province de Murcie, Espagne!).

La machine à broyer absorbe. . . . .	26 chevaux.
Les pompes qui puisent l'eau de l'Eseaut et font le service de lixiviation, etc. . . . .	6 —
Les pompes des deux accumulateurs des presses hydrauliques . . . . .	3 —
Les chaînes à godets, eribles, vis d'Archimède, etc. . . . .	6 —
Les monte-charges . . . . .	5 —
En tout. . . . .	46 chevaux-vapeur.

Le personnel, outre l'ingénieur et 5 employés supérieurs, se compose de 10 surveillants, des mécaniciens et chauffeurs, des ouvriers de la forge, de la menuiserie. Les ouvriers des ateliers de la voie humide sont au nombre de 129, savoir : 12 au broyage; 28 aux fours de chloruration; 12 à la précipitation; 10 au chargement et déchargement des matières; 8 au *purple ore*; 16 à la manutention générale; 45 aux manœuvres, travail de nuit compris.

La dépense en combustible, en dehors de celle nécessaire aux chaudières à vapeur, est de 52 tonnes, soit 400 kilogrammes de houille pour 1 tonne de minerai traité.

M. du Mesnil, à propos de cette dépense, fait la remarque que la consommation en charbon est de beaucoup inférieure à celle de la voie sèche, dont les fusions multipliées, y compris l'oxydation, ou grillage répété des mattes, exigent plusieurs tonnes de houille pour 1 tonne de cuivre; mais qu'en revanche il y a 250 kilogrammes de chlorure de sodium employés pour la chloruration, soit 5 fr. 25 par tonne de minerai traitée, et une consommation de fer comme réactif, qui s'élève à 5 fr. 50 par tonne de minerai grillée.

121. Le même ingénieur fait les observations suivantes :

« Ce procédé a l'avantage d'utiliser le soufre en notable proportion; quant aux déchets en cuivre, ils sont à peu près les mêmes que dans les procédés de la voie sèche. Ce déchet se compose, dans le cas présent :

1<sup>o</sup> Du cuivre entraîné par volatilisation dans le four à chlorurer;

2<sup>o</sup> Du cuivre contenu dans le *purple ore* (180 kilogrammes de cuivre perdu par 84 tonnes de minerai grillé, soit 0,214 pour 100);

3<sup>o</sup> Du cuivre perdu dans les eaux sortant de la sédimentation (5 kilog. de cuivre par 1 mètre cube, soit 60 kilogrammes sur 120<sup>ms</sup>; ce déchet, sur une production de 780 kilogrammes de cuivre par jour, représente 0,77 % (plus des 5/4 pour 100) du cuivre contenu.

La revente du *purple ore* (1065 kilogrammes par tonne de cuivre) réintègre, en retour, 12 fr. 50 par tonne; le cuivre, grâce à la pureté des minerais, est de fort bonne qualité, d'une grande ténacité qui jusqu'à un certain point disparaît par les fusions répétées de la voie sèche.

Avec une plus haute teneur du minerai, l'augmentation des pertes par volatilisation dans la chloruration peut être considérée comme de peu d'importance, quoiqu'il soit toutefois assez difficile de bien chlorurer avec le sel des minerais riches : raison pour laquelle la dépense en sel augmenterait notablement. Mais il n'en serait plus de même des pertes dans le *purple ore*, qui pourraient s'accroître forte-

ment : le cuivre perdu par le tiers des eaux chlorurées versées à la mer, serait probablement proportionnel à la richesse primordiale en métal du minerai mis en jeu.

M. du Mesnil pense donc qu'il y a là une limite qui rendrait rapidement le traitement par voie humide inférieur au traitement par voie sèche et que, pour cette raison, on applique judicieusement la fonte pour matte cuivreuse aux minerais à 15 % en cuivre, sur les lieux mêmes de production, Vignoss, en Norwège.

#### 422. E. Coût.

Ce que nous avons dit (110) vient à l'appui de ces réflexions ; nous croyons toutefois que la voie humide parviendra à corriger par des perfectionnements successifs, les imperfections actuelles, dues surtout aux difficultés inhérentes à une expérimentation de modifications nouvelles qui est forcément longue.

Nous allons essayer de constituer le prix de revient de l'usine de Hemixheim.

Le traitement s'exerce sur 120 tonnes de mélange de sel et minerai grillé par 24 heures, correspondant à 80 pour 100 de minerai grillé, soit à 96 tonnes, qui elles-mêmes correspondent à 128 tonnes de minerai brut d'origine.

Le calcul suivant est fait sur 1 tonne de minerai grillé.

a). Combustible.	Charbon pour les machines et les chaudières à vapeur. . . . .	104 kil. à 25 fr. la T. Fr.	2,60
	Id. pour les opérations techniques. . .	400 — —	10,00
b). Réactifs.	Sel marin . . . . .	250 à 21 —	5,25
	Fer métallique . . . . .	50 110 —	5,50
c). Main-d'œuvre.	Ouvriers de toute nature. . . . .		6,25
	Personnel de surveillance, etc. . . . .		1,33
d). Frais généraux.	Divers . . . . .		2,57
Total. . . . Fr.			33,50

On obtient de 96 tonnes de minerai grillé, 3 tonnes de cuivre de ciment ; ce dernier contient 0,826 de cuivre pur (la production mensuelle est de 90 tonnes de cuivre de ciment, correspondant à 74,30 de cuivre pur). La dépense quotidienne est donc de :

$$96 \text{ tonnes} \times 33,50 = 3216 \text{ francs.}$$

La production étant de 3 tonnes  $\times$  0,826 = 2,47 de cuivre pur, valant à raison de 65 L. sterling la tonne, soit 1625 francs : 4015<sup>fr</sup>,75, le bénéfice quotidien est de 797<sup>fr</sup>,75. Rapporté à la tonne de cuivre pur, le bénéfice est de 323 francs par tonne, et rapporté à la tonne de minerai grillé, il est de 8<sup>fr</sup>,31 par tonne.

Si l'on tient compte de la valeur du minerai, il faut que le maximum de sa valeur d'achat ne dépasse pas 8<sup>fr</sup>,31 par tonne, pour qu'il reste un bénéfice : sur la base des prix de Rio Tinto, le minerai de Vignoss vaudrait environ de 4<sup>fr</sup>,15 à 4<sup>fr</sup>,16 la tonne.

1. Beaucoup d'affaires ne se soutiennent dans le monde minier et métallurgique que par la combinaison des bénéfices d'exploitation des mines avec ceux de l'usine, souvent l'un portant l'autre. Ces mêmes établissements, isolés, végèteraient et peut-être mourraient. La question, si controversée, de la séparation de l'industrie minière de l'industrie métallurgique est complexe : des principes rigoureux et immuables, en cette matière, comme certains ingénieurs les professent, vont souvent contre la nature des faits consacrés par l'expérience. Nous pourrions citer bien des entreprises qui gagnent de l'argent comme mines et en perdent comme usines, et réciproquement. En scindant les deux affaires, il serait probable que celle qui survisserait serait précisément à la merci de ceux qui

## § IV. PROCÉDÉ DE CHLORURATION DE RIO TINTO. (PROCÉDE DÆTSCH.)

125. Nous mettons à contribution, pour la description de ce nouveau procédé, le travail de M. E. Cumenge, ingénieur au corps des mines, intitulé *Notes sur Rio Tinto*, et un article récemment paru dans la *Berg. und Hüttenmännische Zeitung*, 1885, n° 25, de M. Robert Wimmer.

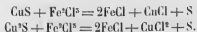
## A. Théorie.

124. La théorie du nouveau procédé repose sur les réactions chimiques suivantes :

Le minerai pyriteux, d'une teneur moyenne en cuivre d'environ 2,68%, n'est point grillé, ce qui est d'une capitale importance, vu les frais de l'opération et eu égard aux ravages exercés par les fumées sulfureuses dans les districts où le grillage se fait en tas, à l'air libre et sur des masses considérables, comme à Rio Tinto, Tharsis, la Zarza, Buitron, Valverde, Alosno (Espagne), et à Santo Domingo (Portugal).

La zone métallifère qui s'étend sur toute cette région entre le Guadiana, l'Odiel et le Rio Tinto est complètement dévastée par les fumées sulfureuses des pyrites : des procès sans nombre naissent sans cesse entre les propriétaires des usines à cuivre et les cultivateurs, qui voient disparaître leurs oliviers, leurs figuiers, leurs orangers et leurs vignes, avec une effrayante rapidité. Sous ce point de vue tout procédé qui supprimerait le grillage présentera un avantage considérable et sera le bienvenu : le procédé Dætsch est précisément dans ce cas.

Le cuivre existe dans le minerai à l'état de bisulfure  $\text{CuS}$  et de protosulfure  $\text{Cu}_2\text{S}$  : en présence du perchlorure de fer, ces deux composés donnent lieu aux réactions suivantes :



Il y a donc formation de protochlorure de fer, de bichlorure de cuivre et de protochlorure de cuivre ; mais ce qu'il y a de notable, c'est que la pyrite de fer ou sulfure de fer résiste à l'attaque, tandis que le sulfure de cuivre ou pyrite de cuivre est seule attaquée.

La dissolution de perchlorure de fer sépare donc le cuivre de la gangue. On la prépare en dissolvant du sel marin dans du vitriol ou sulfate de peroxyde de fer. La réaction est représentée par la formule :



Il se forme du sulfate de soude alcalin et du perchlorure de fer.

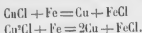
devraient jouer le rôle abandonné, et que peut-être alors l'affaire, supposée viable seule, perdrait sa vitalité. Il est certain que la société de Vignoss, par exemple, ne retirerait pas les 8 fr. 51 de bénéfice ci-dessus calculés par tonne de minerai grillé, moins la valeur du minerai brut, si elle vendait son minerai à des tiers, en tant que *cuivre*, car il ne s'agit pas ici, bien entendu, du boni tiré du soufre et des minerais de fer (résidus *purple ore* ou *blue belly*), qui viennent en addition dudit bénéfice : ce boni surtout, disparaîtrait à coup sûr. L'affaire de Rio Tinto est dans le même cas : sans le traitement sur place des minerais pauvres, ne pouvant supporter le transport, le bénéfice descendrait considérablement.

125. B. *Attaque.*

L'incorporation du liquide au minéral ne se fait point aujourd'hui comme par le passé. On dispose les réactifs, sel et vitriol, à l'état solide dans les tas de minerais, en les mélangeant en proportions égales à la masse, à raison de 0,50 % de réactif; puis on fait arriver de l'eau sur le haut du tas, qui a environ 4 à 5 mètres de hauteur. Afin de laisser circuler l'air et l'eau facilement dans l'intérieur du tas, on construit des canaux horizontaux et des cheminées verticales en pierres sèches. Les eaux qui sortent, après lixiviation du tas, tiennent de 5 à 7 kilogrammes de cuivre par 1000 kilogrammes ou mètre cube.

126. C. *Cémentation.*

La seconde opération consiste à recueillir ces eaux contenant le cuivre à l'état de chlorure et à les précipiter par le fer métallique ou la fonte. La réaction chimique est représentée par les deux formules suivantes :



Comme les liqueurs ne contiennent presque exclusivement que du protochlorure de cuivre  $\text{Cu}^2\text{Cl}$ , un seul équivalent de fer suffit à précipiter deux équivalents de cuivre. L'un des gros éléments du prix de revient de la cémentation, ainsi qu'il a été dit plus haut, la consommation en fonte de fer, est donc fortement réduite : c'est un second et important avantage du procédé Dertsch, s'ajoutant à celui de la suppression du grillage.

La liqueur de perchlorure de fer, ainsi qu'il résulte des formules ci-dessus, est tout entière ramenée à l'état de protochlorure par son action sur les sulfures. Dans la pratique, l'action réductrice des sulfures est complétée par l'action du fer métallique lui-même sur la liqueur ferrique, non réduite au minimum par son passage à travers le tas.

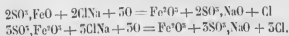
Pour que le lessivage et la décomposition puissent s'effectuer d'une façon continue, il n'y a donc qu'à revivifier le perchlorure de fer

127. D. *Opération sur les résidus.*

Un courant de gaz chlore produit cette revivification, comme l'indique la formule :



Or la réaction à chaud du sel marin sur les sulfates de fer, produits en présence d'un excès d'air, fournissant de l'oxygène, donne lieu précisément à la formation du gaz chlore. Voici les formules de cette intéressante réaction :



Il y a production de peroxyde de fer et de sulfate de soude.

Le sulfate de peroxyde de fer se trouve en assez grande quantité sur les bords du Rio Tinto, où il se produit par suite de l'évaporation des eaux chargées de fer, provenant des anciennes excavations minières (carthaginoises, romaines, arabes et espagnoles) et du lavage par les eaux atmosphériques des halles de débris ferreux, provenant de ces excavations. Le sulfate de peroxyde de fer se trouve également dans



les vieux tas espagnols (*terreros* et *teleras*), dans lesquels, par suite de l'action lente du temps et de l'air, le sulfate de protoxyde se groupe moléculairement sur certains points du tas en cristaux et sel de sulfate de peroxyde de fer.

Le mélange des trois sels : chlorure de sodium, sulfate de protoxyde et sulfate de peroxyde de fer, ces deux derniers en parties égales avec le chlorure, — est chargé dans un four à réverbère à trois portes, à raison de 200 kilogrammes par charge. L'air admis dans le four par trois portes de travail et par un carneau qui traverse le pont du four, se mélange aux gaz de la combustion et rend l'atmosphère très oxydante. Il se formerait facilement de l'acide chlorhydrique dans la réaction : mais il est ramené à l'état de chlore, par l'introduction d'une certaine quantité de peroxyde de manganèse, chargé à la partie postérieure de la sole du four. Ce minerai de manganèse se trouve dans plusieurs gisements appartenant à la Compagnie de Rio Tinto et tout près de l'ancienne usine de *Los Planes*, près de laquelle se trouvent les installations du procédé Detsch.

À la sortie du four, les gaz sont introduits dans une tour où ils sont traversés par une pluie constituée par les eaux ferrugineuses, qui tombent en cascade à travers des obstacles en chicane, formés par de simples pièces de bois. Le chlore est complètement absorbé et les eaux, ferreuses au haut de la tour, sortent ferriques au bas. Le liquide est alors perchloruré et prêt à recommencer son action dissolvante sur la pyrite de cuivre. Les eaux sont élevées au haut de la tour à l'aide de pompes à revêtement intérieur de caoutchouc durci ; les soupapes, d'invention américaine, sont très ingénieusement construites, en ce que leur construction repose sur l'inaltérabilité du caoutchouc durci et la souplesse du caoutchouc vulcanisé ordinaire. (E. Cumenge.)

#### 128. E. Divers détails.

En résumé, à l'aide du perchlorure de fer, c'est-à-dire du sel marin, des sulfates de fer, d'un peu de peroxyde de manganèse et de fer ou fonte métallique, on extrait le cuivre du minerai de Rio Tinto, en laissant la pyrite de fer à peu près intacte et en supprimant le grillage, avec tout son cortège d'inconvénients : on économise en fonte, main-d'œuvre, etc., une somme suffisante pour représenter, ainsi qu'on le verra ci après (155. Note), près de 260 francs par tonne de cuivre sur la dépense de l'ancien traitement : toutefois le soufre, antérieurement en partie utilisé, est perdu totalement, si l'on ne fait point cas des résidus pyriteux.

129. Le rendement se décompose en deux parties : les 2,68 pour 100 du cuivre total métallique contenu dans le minerai rendent : 50 pour 100 de leur cuivre, soit 1,34 pour 100, au bout de quatre mois ; au bout de deux ans, on retire encore 2,20 de cuivre : il y a donc finalement 0,48 pour 100 de cuivre définitivement perdu.

Le procédé est, on le voit, toujours lent et sous ce rapport il n'est pas douteux que la voie sèche serait plus expéditive ; mais aucun des procédés de la voie sèche n'est applicable à cette classe de minerais : les frais du traitement, à cause de la dépense en charbon, entraîneraient évidemment à de grandes pertes d'argent.

#### 150. F. Appareils. — Manipulations.

Nous n'avons rien de spécial à indiquer comme matériel d'installation pour

l'attaque au perchlorure en tas du minéral traité et dont la composition chimique (à Rio Tinto, pour l'exportation, il est toujours un peu enrichi par un triage préalable), est la même que celle que nous avons donnée (23), sauf le cuivre : la teneur de 3,76 ou 3,42, qu'indiquent les analyses citées, descend à une moyenne de 2,68 pour 100 (111, Note).

Les tas, analogues à ceux du grillage, contiennent des cheminées verticales et des canaux horizontaux, construits en pierres sèches et permettant dans leur intérieur la circulation de l'air, en même temps que celle de la liqueur de perchlorure : cette dernière est distribuée uniformément, à l'aide de plates-formes disposées au faite des tas de minerais.

151. C'est grâce à cet arrosage méthodique que les minerais rendent 50 pour 100 de leur contenu en cuivre, au bout de quatre mois, soit 4,54 pour 100 : on compte même obtenir ce rendement, par de nouveaux perfectionnements, en dix jours. Le reste de la teneur n'est retiré — (111, Note) — qu'au bout de deux ans; on perd par conséquent 0,48 pour 100.

Avec le procédé ancien — grillage à l'air et lixiviation à l'eau pure, — on n'obtient au bout de ce même temps que la moitié du rendement fourni par le perchlorure, c'est-à-dire 4,10 pour 100.

Les bassins que traverse la liqueur cuivreuse sont construits en briques et revêtus soit d'un enduit de plâtre recouvert d'asphalte, soit de ciment de Portland : ils ont 2 mètres de largeur, 0<sup>m</sup>,75 de profondeur et un développement considérable. Tous les quatre ou cinq jours, le courant de liqueur est arrêté dans une série de bassins, pour faire le nettoyage des gueuses de fonte ou des vieux rails, sur lesquels le cuivre de ciment s'est déposé : le travail se fait, comme pour l'ancien procédé, au moyen de raclettes et on fait tomber le cuivre dans des paniers de spart ou dans des baquets (107).

152. Les appareils de précipitation n'ont rien de spécial. Le cuivre de ciment tient de 80 à 85 pour 100 de cuivre métallique. On recueille en même temps, comme dans l'ancien procédé, certaines boues ou schlamms, contenant du cuivre et qui abondent dans les derniers bassins (*papuchas*) : ces résidus passent au four à manche. Quant à la liqueur, elle ne contient plus que 20 grammes de cuivre au mètre cube.

153. Les appareils de révivification sont de simples fours à réverbère en communication avec les tours. La liqueur mère, appauvrie, est revivifiée, ainsi qu'il a été dit, par le chlore, produit à l'aide de la réaction du sel marin sur le sulfate de protoxyde de fer des bords du Rio Tinto, ou du sulfate de peroxyde de fer concentré dans les vieilles *teleras* ou vieux tas espagnols, en la forçant à descendre à travers les gaz sortant d'un four à réverbère : elles tombent du sommet d'une tour.

Les résidus solides contenant de la pyrite de fer sont rejetés provisoirement : ils pourraient, ce nous semble, être utilisés pour acide sulfureux.

## 154. G. Cont.

Voici le prix de revient donné par M. E. Cumenge, d'après les résultats d'une campagne de quatre mois, dans laquelle on a produit 224 tonnes de cuivre de ciment.

Attaque ou dissolution . . . . .	Fr. 83,81
Cémentation. . . . .	181,16
Frais généraux . . . . .	28,04
Total. . . . .	Fr. 295,01 <sup>1</sup>

soit pour 1 tonne de cuivre pur : 545 francs.

Le rendement, au bout de quatre mois, étant de 1,34 pour 100 de cuivre, il faut compter que pour une tonne de métal pur, on emploie 75 tonnes de minerai ; le prix de revient général est donc le suivant :

Valeur de 75 tonnes de minerai à 4 francs . . . . .	300
Frais de traitement ci-dessus, à 545 francs la tonne. . . . .	545
Transports à Huelva et en Angleterre et divers autres frais. . . . .	50
Total. . . . .	Fr. 675 <sup>2</sup> .

155. La fonte des *papuchas* au four à manche rentre dans le cas des traitements précédemment décrits par M. Grüner : nous aurons occasion d'y revenir dans la Métallurgie de la Désargementation des cuivres argentifères. (Voir Notes finales.)

## § V. PROCÉDÉ PAR CHLORURATION A PHÉNIXVILLE. (PROCÉDÉ HUNT ET DOUGLAS.)

156. Le procédé appliqué aux minerais de Phoenixville ressemble au procédé Deutsch en plusieurs points. MM. Hermann et Deutsch se disputent une priorité qui semble acquise, paraît-il, à MM. Hunt, Streng et Douglas, qui ont fait connaître

1. Voici le détail de ces frais.

Attaque ou dissolution :	Sel marin pour éllore et mélange : 0 <sup>fr</sup> ,62 à 68 francs . . . . .	17 <sup>fr</sup> ,06	83 <sup>fr</sup> ,81
	Sel de fer : 0 <sup>fr</sup> ,20 à 12 francs . . . . .	5 <sup>fr</sup> ,00	
Cémentation :	Charbon, pompe, main-d'œuvre . . . . .	63 <sup>fr</sup> ,75	181 <sup>fr</sup> ,16
	Fer consommé : 1 <sup>fr</sup> ,12 à 92 <sup>fr</sup> ,85 . . . . .	104 <sup>fr</sup> ,00	
Frais généraux :	Main-d'œuvre. . . . .	77 <sup>fr</sup> ,00	28 <sup>fr</sup> ,04
	Matériaux . . . . .	5 <sup>fr</sup> ,25	
	Réparation des bassins . . . . .	11 <sup>fr</sup> ,87	
	Transport des matériaux, machines. . . . .	4 <sup>fr</sup> ,00	
	Entretien des voies. . . . .	1 <sup>fr</sup> ,29	
	Salaaires et employés. . . . .	5 <sup>fr</sup> ,72	
Total des frais de traitement. . . . .			293 <sup>fr</sup> ,01

2. Les 75 tonnes de minerais ci-dessus employées et qui ont donné, au bout de quatre mois, une tonne de cuivre pur, auront fourni au bout de deux ans, d'après ce qui a été dit plus haut : 1<sup>fr</sup>,650 de cuivre. Pour les 0<sup>fr</sup>,650 complémentaires, on ne doit plus compter que le coût du traitement, soit :  $345^{\text{fr}} \times 0,650 = 224^{\text{fr}},25$ , plus le transport :  $50^{\text{fr}} \times 0,650 = 32^{\text{fr}},50$ .

En additionnant ces prix partiels, on voit qu'au bout de deux ans on aura réalisé 1<sup>fr</sup>,65 de cuivre, au prix de 918<sup>fr</sup>,75, ou par tonne 550 francs, en chiffres ronds, soit 22 livres sterling, laissant d'après l'hypothèse du cours moyen de 65 livres sterling, un bénéfice brut de 43 livres = 1085<sup>fr</sup>,75.

Si l'on compare ces chiffres à ceux qui ont été donnés (III) pour le procédé ancien, on voit que l'avantage du procédé Deutsch se traduit par une plus value de bénéfice de  $1085,75 - 825 = 260$  francs par tonne.

leur traitement plusieurs années avant eux : c'est du moins l'opinion de M. le Dr John Percy et de M. Bruno Kerl, les éminents professeurs de métallurgie d'Angleterre et d'Allemagne : il nous semble cependant que la caractéristique du procédé Hunt et Douglas c'est que le liquide dissolvant n'est plus le perchlorure de fer seul, mais un chlorure double composé de perchlorure de fer et de sel marin ; que de plus le grillage, supprimé dans le procédé Dörsch, persiste ; de sorte que les méthodes se séparent sur deux points importants.

### 137. A. Théorie.

Les réactions sur lesquelles est fondée la transformation de l'oxydure et de l'oxyde de cuivre par le chlorure de fer en chlorure de cuivre sont les suivantes, en partie analogues à celles données (124) pour le procédé Dörsch.

1° Cas de l'oxyde de cuivre :

$6\text{CuO}$  (oxyde de cuivre) +  $4\text{ClFe}$  (chlorure de fer) =  $2\text{Cu}^2\text{Cl}$  (sous-chlorure de cuivre) +  $2\text{CuCl}$  (protochlorure de cuivre) +  $2\text{Fe}^2\text{O}^3$  (peroxyde de fer).

2° Cas de l'oxydure de cuivre :

$5\text{Cu}^2\text{O}$  (oxydure de cuivre) +  $2\text{FeCl}$  (chlorure de fer) =  $2\text{CuCl}$  (protochlorure de fer) +  $2\text{Fe}^2\text{O}^3$  (peroxyde de fer) +  $2\text{Cu}$  (cuivre métallique),

3° Cas du cuivre métallique :

$2\text{Cu}$  (cuivre métallique) +  $2\text{CuCl}$  (protochlorure de cuivre) =  $2\text{Cu}^2\text{Cl}$  (sous-chlorure de cuivre) ; de sorte que, si on mêle deux parties de  $\text{CuCl}$  (protochlorure de cuivre) avec une partie de  $\text{Cu}^2\text{O}$  (oxydure de cuivre), les réactions s'ajoutent.

4° Dans ce cas de l'oxyde et de l'oxydure réunis, la réaction est la suivante :



Le sous-chlorure de cuivre  $\text{Cu}^2\text{Cl}$  est insoluble dans l'eau, mais complètement soluble dans le sel marin, de sorte que, par décantation ou filtration, il se sépare nettement du peroxyde de fer.

D'ailleurs :

$6\text{Cu}^2\text{Cl} + 6\text{Fe}$  (fer métallique) =  $6\text{FeCl} + 12\text{Cu}$  ; c'est-à-dire que, théoriquement, pour obtenir 100 de cuivre, il ne faut plus que 45 de fer, dans ce cas, tandis que dans le second cas ( $\text{CuCl} + 6\text{Fe} = \text{FeCl} + 6\text{Cu}$ ), il faudra 90 de fer métallique, le double : ce chiffre de 90 est, comme on le voit, bien éloigné de celui du fer exigé pour le sulfate de cuivre. De plus, les équivalents du chlorure de fer sont reconstitués, pour être utilisés dans une nouvelle opération.

138. C'est à Phoenixville (États-Unis), croyons-nous, que MM. Hunt, Streng et Douglas ont installé leur première application du traitement par le chlorure double de fer et de sodium, qui de là est passé à Newcastle et s'est étendu au travail des pyrites aurifères (Voir *Gold. A. Lock*, 1882, p. 1128) et Métallurgie de l'or (*Encyclopédie chimique*).

Ils traitaient par jour 10 tonnes de minerai, à 5 pour 100 de cuivre, contenu dans des pyrites accompagnées de quelque peu de carbonate et de silicate de cuivre, le tout engagé dans une gangue très ferrugineuse.

139. Les opérations sont les suivantes :

**B. Grillage.**

1° *Broyage* du minerai entre des cylindres broyeurs, de manière à obtenir un sable fin.

2° *Grillage* de la matière à basse température, conduit de manière à laisser un tiers du cuivre à l'état d'oxydure.

Les fours sont doubles, accouplés, et présentent trois soles superposées, constituant trois étages différents. La grille, de 0<sup>m</sup>,45 sur 0<sup>m</sup>,60 de section, très faible par conséquent, envoie sa flamme directement par-dessus la couche de minerai qui couvre la sole inférieure; de là, elle passe à la sole intermédiaire, et sèche en passant le minerai frais, chargé par une trémie sur la sole supérieure : la décomposition des sulfates se fait sur la sole intermédiaire; l'oxydation complète ne se termine que dans celle du bas. Chaque sole communique, au moyen d'orifices de déchargement, avec sa voisine inférieure; des registres permettent un réglage convenable du tirage à chaque niveau. Ces fours ont 4<sup>m</sup>,60 de longueur, 5<sup>m</sup>,10 de largeur; on y traite de 5 à 6 tonnes par 24 heures, et l'on dépense environ 150 kilogrammes de houille par tonne de minerai traitée; nous n'en donnons point de dessin spécial, car ils sont analogues au four de chloruration de Mansfeld représenté figures 66 et 67 (85).

**140. C. Attaque.**

3° *Dissolution par le perchlorure de fer associé au sel marin.* — Le bain se compose de 1000 parties d'eau, 68 parties de perchlorure de fer et 60 parties de sel marin. Les cuves sont en bois, de 5 mètres de diamètre, et 1 mètre à 1<sup>m</sup>,50 de hauteur; on ne les remplit qu'aux deux tiers. A leur base, on dispose un lit de coke en morceaux, qui repose sur une couche de sable : c'est cette surface filtrante que la masse traverse, lors de la décantation, après quatre jours d'attaque.

On a essayé également un autre genre de cuve : le fond conique en est mobile et fait fonction d'agitateur, en tournant à raison de 15 à 20 tours par minute; le bain est chauffé à 60° par la vapeur.

**141. D. Cimentation et Opérations sur les résidus.**

4° *Cimentation par le fer métallique.* — La liqueur, composée de chlorure de cuivre, de protochlorure de fer en excès et de sel marin, est reçue dans des bacs de précipitation.

Les résidus de l'attaque constituent du *purple ore* ou *blue billy*, minerai de fer, qu'on enlève fréquemment et qui, après un lavage complet, s'expédie aux forges pour servir aux fouds de sole des fours à puddler.

On a essayé de faire de ce *purple ore* des éponges de fer pour la précipitation; mais la dépense en combustible rendait cette application onéreuse à Phoenixville et on ta dû y renoncer.

Le cuivre de ciment précipité par le fer métallique, après lavage à fond, est moulé en briquettes, avec du charbon en poudre; il contient de 85 à 90 pour 100 de cuivre pur.

**142. E. Divers détails.**

Les ateliers se composent de quatre étages. L'étage supérieur contient : 1° les tas

de minerai, élevés à l'aide d'une chaîne à godets; 2° les liqueurs d'attaque (perchlorure de fer salé), élevées également à ce niveau, à l'aide de pompes; 5° les bassins d'attaque et 4° le sel, lorsqu'il devient nécessaire de recharger les bacs en chlorure.

Le troisième étage contient les bacs de décantation; le second étage renferme les bacs de précipitation par le fer; enfin au rez-de-chaussée se trouvent les bâches qui reçoivent la dissolution de chlorure de fer, reconstituée par le dépôt de cuivre et ramenée à l'étage supérieur par les pompes.

#### 145. F. Coût.

Le prix de revient par tonne de cuivre peut être établi, comme suit, sur la base de 20 tonnes de minerai traitées par jour<sup>1</sup>.

Grillage :	Houille 150 kilogrammes à	0,45 la tonne.	Fr. 2,25
Main-d'œuvre :	Chauffeurs. . . . .	5,00	
	Chargeurs. . . . .	0,715	
	Déchargeurs. . . . .	0,715	
	Surveillants des bacs. . .	0,475	
	Contre-maitres. . . . .	0,475	
	Chimiste. . . . .	0,715	8,10
Réactifs :	Chlorure de sodium impur :	0,010 à 150 francs la tonne.	1,50
	Vieille ferraille. . . . .	0,75 à 110 francs la tonne.	11,85
Total. . . . .			Fr. 94,55

Il faut ajouter à ce prix de revient, de 94<sup>fr</sup>,55 du travail technique, le prix du minerai<sup>2</sup>. En le supposant de 5 francs par tonne, le coût total de la tonne de cuivre pur serait de 194<sup>fr</sup>,55, en chiffres ronds 200 fr.

En supposant le prix de vente du cuivre pur de 65 livres sterling, soit 1641,25 francs, il resterait un bénéfice de : 1446 francs<sup>3</sup>.

Le transport du cuivre de ciment à l'usine d'affinage, les frais d'affinage sont à déduire encore. En retour, les valeurs du soufre extrait et du *purple ore* ou *blue belly* sont à ajouter.

#### § VI. RÉSUMÉ.

144. L'objet de cette étude des cinq procédés passés en revue a été d'apprécier surtout leur valeur technique, en donnant une idée nette des influences créées par des circonstances particulières qui en modifient souvent profondément la physiologie générale. Il faudrait isoler le prix de revient technique en le dégageant des éléments divers qui le modifient et le mettre en formule pour chaque opération spéciale; ce n'est que de la sorte qu'il serait possible de faire une comparaison sérieuse des diverses méthodes entre elles<sup>4</sup>.

1. Bruno Keri, *Grundriss der Metallhüttenkunde*, 2<sup>e</sup> édition, Leipzig (article *Küpper*). — Dr J. Percy, *Metallurgy of Copper*.

2. Pour 1 tonne de cuivre à 4 pour 100, il faut 18 tonnes de minerai grillé à 5,50 pour 100, et avec les pertes, 20 tonnes au moins.

3. Ce chiffre *a priori* paraît bien bas, et cela tient probablement à ce que la perte en cuivre sur le rendement correspond à une consommation de plus de 20 tonnes; il faut 66 tonnes à Rio Tinto, et près de 40 tonnes à Henrichheim pour 1 tonne de cuivre pur.

4. Pour comparer entre eux les divers procédés par voie humide du cuivre, ce qui serait fort

Par les calculs des prix de revient qui précèdent, on ne peut cependant moins que de reconnaître la supériorité des procédés de la voie humide sur ceux de la voie sèche, toutes les fois que le minerai cuivreux reste dans des limites de teneur en métal inférieures à 8 pour 100, peut-être 10 pour 100.

La voie sèche, avec ses manipulations prolongées, avec ses dépenses considérables de charbon, pour arriver à concentrer de faibles teneurs en cuivre dans des produits secondaires ou nullas, concentration due à l'affinité élective du soufre pour le cuivre est presque toujours, sinon impuissante, dispendieuse. Nous aurons occasion de citer, dans la Métallurgie des Cuivres argentifères, des cas où il faut, pour isoler le plomb, l'argent, et quelquefois le nickel et le cobalt du cuivre, objet du traitement, jusqu'à 6 et 7 grillages, après broyage et autant de refontes; le soufre est dans ce cas généralement perdu; aussi la voie humide est elle fréquemment appliquée.

On ne peut citer d'autre part aucun procédé de la voie sèche, s'appliquant à des minerais sulfurés, même très simples de composition et très riches en cuivre (passant 25 pour 100 au moins), dans lesquels la dépense en charbon ne soit au moins de 5 tonnes de houille pour une tonne de cuivre. Si nous nous rappelons les chiffres cités par M. Gruner (page 166), la dépense avec l'appareil Bessemer est encore d'au moins 4 à 5 tonnes de houille et elle est de 15 à 16 tonnes pour la méthode anglaise<sup>1</sup>.

Dans les pays où le combustible est coûteux, surtout à cause de la difficulté et des longueurs de transport, la supériorité de la voie humide ne semble donc point douteuse. L'exemple belge que nous avons étudié, l'usine de Hemixheim située au centre d'un pays houiller, assise au bord de l'Escaut, dans des conditions de transport éminemment favorables semble démonstratif; malgré ses avantages, il est certain que la voie sèche ne saurait y être appliquée à des minerais à 4 pour 100 de cuivre; elle ne donnerait évidemment lieu à aucun bénéfice industriel: c'est du moins l'opinion de nombre d'ingénieurs qui ont essayé les deux traitements.

#### § VII. TABLEAU SYNOPTIQUE RÉSUMANT LES VARIANTES DES PROCÉDÉS PAR SULFATATION ET CHLORURATION.

145. Nous donnons ci-après les indications générales relatives aux diverses usines qui pratiquent les procédés de sulfatation et chloruration. Le premier tableau concerne les procédés ou l'acide de la dissolution d'attaque et l'acide sulfurique; le second concerne ceux où le chlore est l'agent dissolvant.

utile: sulfatation (Rio Tinto); chloruration (Rio Tinto, Hemixheim, Phoenixville); électrolyse (Blas et Miest) et une foule d'autres procédés très intéressants par leurs particularités, il faudrait des prix de revient rigoureusement exacts; nous ne croyons pas suffisamment corrects ceux que nous donnons pour faire cette comparaison d'une façon irréprochable. Pour le faire, il sera et en tout cas de toute nécessité d'abord de séparer les bénéfices du mineur et du fondeur dans les usines qui traitent leur propre minerai, sans quoi la valeur du procédé technique, surchargée des bénéfices du mineur, n'apparaîtrait plus exacte; ensuite, il faudrait isoler les prix du combustible et des réactifs, en les spécifiant par des lettres, qui permettraient des formules générales. Nous renvoyons aux Notes finales pour un essai de classification, qui ne peut être qu'une tentative destinée à éliminer l'appréciation individuelle souvent involontairement partielle, mais qui évidemment laissera beaucoup à désirer.

1. M. Percy indique pour Swansea 18 tonnes de charbon par tonne de métal, provenant de minerais rendant 10 % de cuivre. Il ajoute 218 fr. pour les autres frais de traitement, sans les frais généraux, etc.

## INDIQUANT LES DIVERSES MODIFICATIONS DANS LES

	NATURE DE MINÉRAI	TENEUR	GRILLAGE POUR SULFATATION	LIQUEUR D'ATTIAGE	PRÉCIPITATION du MÉTAL CUIVRE	RENDEMENT en CUIVRE OBTENU
A. EAUX SOUTERRAINES						
1. SCHMÖLLINTZ.	"	"	"	Eaux de 0°,1 à 4° de Cu par litre, conduites dans des tuyaux ou tubes en cascade, de 5,16 de longueur et 0°,52 sur 0°,26 de section.	Sur des lits de gueuses de fonte, remplis de débris de fer. On traite le cuivre de ciment toutes les 3 semaines.	Cuivre de ciment, en teneur, variant de 12 à 86 % Cu. (Moyenne 50 %.)
2. RIO TINTO	Voir articles (15) et suivants, jusqu'à (24); puis (106) et suivants, jusqu'à 113; puis					
3. WICKLOW.	"	"	"	"	"	"
4. MAISONPECA.	"	"	"	"	"	"
5. ANGLESEA (Ile de May).	"	"	"	"	"	"
6. RAMMELSBURG.	"	"	"	Eaux conduites dans des canaux inclinés, garnis de vieille ferraille.	Fer et Fonte.	Cuivre de ciment, transformé en vitriol bleu.
B. MINÉRAIS ET						
1 bis. SCHMÖLLINTZ.	Pyrites.	0,5 % Cu.	Défilage à l'air pour certains minerais: grillage en tas et en stalles; 224 tonnes par stalle; duré: 6 mois; un peu de soufre brut recueilli.	Eau; 6 à 8 lessivages; chauffage à 52° dans un four, avec flamme au-dessus du bain.	Fer.	Cuivre de ciment, à 58 % de Cu pur.
2 bis. RIO TINTO (et mines de la province de Huelva en général).	"	"	Défilage à l'air; grillage en tas et stalles; soufre brut.	Voir les articles indiqués au n° 2.		"
6 bis. RAMMELSBURG.	"	"	Défilage à l'air.	"	"	"
7. MUELBACH (Tyrol).	"	"	En stalles.	"	"	"
8. LANSBIRE.	Pyrites.	"	Grillage dans four à réverbère, à moufle et dans fours à cuve; on recueille l'acide sulfurique pour les chambres de plomb.	Bassins garnis de plomb; attique par l'acide sulfurique des chambres et vapeur d'eau; le peroxyde de fer reste insoluble. Une partie sert à fabriquer du vitriol bleu.	Fer.	Le ciment est calciné.



## SYNOPTIQUE

## TRAITEMENTS PAR SULFATATION DES MINÉRAIS DE CUIVRE

DÉPENSE EN FER	TRAITEMENT ULTÉRIEUR			OBSERVATIONS
	du Cu obtenu, pour Cu rosé ou pur	des résidus liquides (eaux mères)	des résidus solides	
250 de fer pour 100 de cuivre (noir).	"	Jetées; les eaux contenant des sulfates acides et laques de fer soustraites par la chaux, pour les neu- traliser et pré- cipiter pariel- lement le fer.	Convertis, les uns, en ore et rouge d'An- gletorre. Les autres, fondus pour mottes, tenant 20 % de Cu.	Le travail se fait en partie souterrainement dans les galeries de mines, en partie à la surface. Les eaux sont très acides: quand elles proviennent des minerais pyriteux, elles contiennent trois fois plus de fer que lorsqu'elles proviennent des schistes cuvreux. (M. Von Wollkron a bien établi ces dif- férences.)
(125) jusqu'à (135).	"	"	"	"
"	"	"	"	Comme à Schmollitz.
"	"	"	"	Idem.
"	"	"	"	Comme à Wicklow.
150 à 190 pour 100 de Cu de cément.	"	"	Vendus partiel- lement comme couleur rouge.	Le travail est souterrain.

## MATIÈRES CUIVREUSES

"	"	Vitriol vert par concentr <sup>a</sup> des liqueurs.	Exposés à l'air puis reprise par l'acide chlorhydrique. Les résidus anti- moniaux sont traités pour or et argent	M. Jexler recommande de laisser les résidus se dé- liter à l'air, de les reprendre par l'acide chlorhy- drique, après les avoir mis en briquettes, avec de l'eau de mer, de la chaux et de la glaise. (Pro- cédé mixte pour les résidus). M. Schneck recom- mande de séparer le fer avec des couches de coke, ce qui rend la précipitation du cuivre plus rapide et plus complète; le métal est égalem <sup>ent</sup> plus pur. (Voir Métallurgie de l'Argent.)
"	"	"	"	"
"	"	"	"	"
"	"	"	"	"
"	"	"	"	Le traitement ne se fait qu'accidentellement par voie humide.
"	"	Traité pour vi- triol bleu. Sert à nouveau, après satura- tion par l'oxy- de de fer.	Traités pour fa- brication de fer en barres et même acier, après enlève- ment de l'ar- gent et de l'or.	"

	NATURE DU MINÉRAI	TENEUR	GRILLAGE POUR SULFATATION	LIQUEUR D'ATTAQUE	PRÉCIPITATION du MÉTAL CUIVRE	RENDEMENT en CUIVRE ORTÈSE
9. NEVADA.	Pyrites pulvérisées.	"	Four à griller de Stetefeld.	Attaque avec acide sulfurique pour une partie, l'autre réduite pour éponge.	Éponge de fer cuivreuse, provenant de la réduction par le charbon d'une partie du minéral et des résidus.	Cément calciné, pressé, fondu.
10. SKOTLA.	Minerais oxydés et sulfureux.	1,57 % Cu.	Four à double sole: les pyrites grillées dans des fours à cuve. Acide sulfurique, pour chambres de plomb.	Attaque avec l'acide sulfurique des fours à grillage, vapeur d'eau et air (acide sulfurique fabriqué directement). La solution de sulfate de cuivre formé marque 50° B.	Fer.	Cément humide.
11. LANS (Vierzborg).	"	"	"	Attaque avec l'acide sulfurique des fours à grillage, vapeur d'eau et air (acide sulfurique fabriqué directement)	"	"
12. STADBURG (Tendebutte) (Westphalie)	Minerais pyriteux blentens, carbonate de cuivre, dans schistes quartzifères.	1 à 2 % Cu.	Grillage dans les fours à moufle. (Voir fig. 53 et 56); caisses en pierre, avec fondus formés de barreaux de grille de basalte. Récepteur pour l'acide sulfurique, la vapeur et l'air (24 h.).	Eau; liqueur à 8° B.; puis liqueur noire contenant du sulfate de fer; liqueur définitive à 25° B. neutre. On retire les résidus.	Fer. Pour 100 de cuivre il faut 900 <sup>gr</sup> de pyrites et 1000 <sup>gr</sup> de blentens.	Cément à 60 % de Cu (directement) et 15 % de Cu (des résidus indirectem.).
13. AGONNO (Haute Vénétie).	(Voir art.	(28), (39), (24), (47), (52), (86), (89), (92).			Au four de cémentation (figure 87).	"
14. CAUCASE.	Pyrites pauvres.	"	Très lent; une partie est soumise au délitage.	"	Fer; depuis on traite par courant électrique.	"

DÉPENSE EN FRS	TRAITEMENT ULTÉRIEUR			OBSERVATIONS
	du cuivre obtenu, pour cuivre rosette	des résidus liquides (eaux mères)	des résidus solides	
"	"	Les liqueurs évaporées pour sulfate de fer; ce sel, calciné avec du charbon, fournit de l'acide sulfurique régénéré et de l'oxyde de fer, qu'on fond pour acier et fer marchand.	Traités pour or et argent.	Voir Métallurgie de la Désargementation des cuivres argenteux (Amalgamation).
"	Traité pour Cu rosette.	Traité pour vitriol vert.	"	"
"	"	"	"	Le procédé a été remplacé par la chloruration.
100 de fer pour 100 cuivre.	Raffinage pour Cu rosette.	Fabrication de vitriol vert, après concentration à 78° B.; une partie revient au travail.	Retiennent $\frac{1}{10}$ p. $\frac{1}{10}$ Cu; re-traités, donnent 15 $\frac{1}{10}$ de cuivre cément (traitement indirect)	Les minerais pauvres, ne pouvant supporter le transport aux usines, tenant au-dessous de 1 p. $\frac{1}{10}$ , sont traités sur place par chloruration. (Voir le tableau de la chloruration.)
"	"	Les eaux mères contenant du sulfate de fer sont traitées par l'acide sulfurique.	Résidus fondus au haut fourneau pour fonte.	L'emploi de l'acide sulfurique, en présence du fer dans les eaux cuivreuses, donne lieu à une économie réelle de fer métallique et à une moindre perte en cuivre, ainsi qu'à une plus grande production de sulfate de fer (vitriol vert). Le résidu contenant moins de sels liquides, passe directement au raffinage, au lieu d'aller à la fonte pour cuivre noir (procédé Zoppi). Le cuivre de cément tient de 0,16 à 0,24 $\frac{1}{10}$ d'antimoine et de 2,27 à 1,92 $\frac{1}{10}$ d'arsenic.
"	Raffinage pour cuivre rosette.	"	Fonte au four à cuve pour cuivre noir.	"

## INDIQUANT LES DIVERSES MODIFICATIONS DANS LES

	NATURE DE MINÉRAI	TENEUR	CHLORURATION	LIQUEUR D'ATTAQUE	PRÉCIPITATION du MÉTAL CUIVRE	RENDEMENT en CUIVRE OBTENU
1. ALDERLEY-EDGE (Angleterre).	Dans le grès : carbonates, ar- sénites et phosphates de cuivre.	"	"	Acide chlorhydrique (CHL); bars en grès (5", 5 x 2", 6 x 1", 4). Chargement 9, 155. Pompes pour met- tre les liqueurs en circulation. Sépara- tion de l'arsenic par le chauffage et un sel de fer.	"	"
2. GEORGETOWN (Stewart Works, Amérique, Car- roline du Nord).	Carbonate et oxydite de cui- vre; pyrites, avec arsenic et antimoine; un peu de galène, blende, or et argent	5 à 6 % Cu.	Grillage à mort pour les pyri- tes; chlorura- tion par sel ma- rin mouillé avec CHL; 1", 5 chargée. Dé- pense en sel : 25 % du cuivre obtenu.	La liqueur est un mélange de sel marin et de sulfate de fer (280 : 120, pour 2000 d'eau). Bassins avec agita- teurs, 6 à 8 h. d'at- taque, à 65° de tem- pérature. Courant d'acide sulfureux du grillage, pour éviter la perchlo- ruration du cuivre et du fer. Pour le traitement de l'or et l'argent, voir Métallurgie de la Désargentation des cuvres argentifé- rés).	Fer. Le cuivre de ciment est mis en bri- quettes avec du charbon menu.	90 %
3. DEVA (SIEGENBUR- GEN).	Carbonates.	2 % Cu.	"	Même procédé; la liqueur est du chlo- rure de fer à 18°; si le bassin est ra- massé avec agitateur, on évite le chauf- frage et on ajoute de l'acide CHL.	"	"
4. OKER (Haut-Rhin).	Pyrites de fer . . . 60 % ld. cui- vreses. 25 % Blende et ga- lène. . . 2 % Gangues. 9 %	6 à 9 % Cu, après grillage. 5 à 8 % S, après grillage.	Grillage au four à cuve; acide sulfureux re- cueilli pour acide sulfurique; puis chloru- ration avec la carnallite ou sel de Stass- furt (chlorure de potas- sium) 15 %. Chargement de 2,5 dans four à générateur de gaz. Acide chlorhydr. re- cueilli; durée : 9 heures, dont 4 à basse tem- pérature.	On charge 3 T. dans des caisses garnies de plomb, avec faux plancher et lit de paille. 1 <sup>re</sup> attaque avec les eaux mères (résidus liqui- des à 50°; 2 <sup>e</sup> nouvelles eaux mères, jusqu'à ce qu'elles ne se colorent plus en bleu; 3 <sup>e</sup> at- taque avec CHL des tours de conden- sation (24 h.); 4 <sup>e</sup> , lessivage avec $\text{Sn}^{2+}$ dilué (48 h.).	Fer forgé; net- toyage des ban- dins, en fil- trant sur crin; le ciment est retiré tout, les 4 semaines.	77 % Cu.
5. HEMAYRE-LÈS-AN- VERS (Belgique).	(Voir les articles (115) jusqu'à (122).			"	"	"

## SYNOPSIS

## TRAITEMENTS PAR CHLORURATION DES MINÉRAIS DE CUIVRE

DÉPENSE EN FER	TRAITEMENT ULTÉRIEUR			OBSERVATIONS
	du cuivre obtenu, pour cuivre rosette	des résidus liquides (eaux mères)	des résidus solides	
"	"	Utilisés pour fabriquer CII.	"	"
0,75 fer pour 1 de cuivre (%)	"	"	"	Le grillage avec acide élimine l'arsenic. On laisse quelquefois, pour certains minerais pyriteux, du soufre pour éviter la décomposition du sulfate de cuivre et de fer formés. Les métaux contenus dans la liqueur d'attaque, après le traitement par l'acide sulfureux, sont précipités dans l'ordre suivant : le cuivre, par le fer ; les résidus, par l'hypo-sulfite de chaux ; le chlorure d'or et le chlorure d'argent sont éliminés. La liqueur est ensuite traitée par le sulfate de calcium. (Procédé Hunt, Streng et Douglas.)
"	"	"	"	Procédé Lanch.
100 fer de pour 100 de cuivre	Envoyé aux fours de raffinage du cuivre noir.	Envoyé $\frac{1}{2}$ sur les attaques de minerai ; les deux autres tiers sont jetés.	75 % des minerais traités, tenant 0,5 à 0,8 % de Cu ; envoyés aux fonderies de plomb du Haut Harz, comme fondant.	Les moules de broyage ont 2 mètres de diamètre. La carnallite se compose de : chlorure de potassium, 16 ; chlorure de magnésium, 20 ; chlorure de sodium, 25 ; sulfate de magnésie, 10 ; eau et impuretés, 29. Pour savoir si la chloruration est correcte, on fait un essai : 75 p. % du cuivre doivent se dissoudre dans l'eau ; le résidu, repris par l'acide chlorhydrique doit en fournir 20 % et, repris par l'acide nitrique, les 5 % restant.
"	"	"	"	Voir pour les détails § III. Ce procédé est analogue à celui d'Ocker.

	NATURE DU MINÉRAL	TENEUR	CHLORURATION	LIQUEUR D'ATTAQUE	PRÉCIPITATION du MÉTAL. CUIVRE	RENDEMENT en CUIVRE OBTENU
6. DUISBURG.	Pyrites de Rio Tinto niro-argentifères, avec traces de thallium, bismuth et sélénium.	495 soufre, 450 fer, 50 cuivre, 10 plomb avec 20 <sup>es</sup> arg. à 0 <sup>e</sup> , 180 or à la tonne.	Grillage acide sulfureux recueilli pour acide sulfurique des chaînes de Pb: chlorurat. au sel marin.	Bissolot* dans l'eau. Séparation de l'or et l'argent par H <sub>2</sub> S.	Fer. Le ciment est auro-argentifère.	"
7. STREIFENSHUTTE.	Speiss et crasses cuivreuses.	"	Grillage au réverbère, avec addition de pyrites.	Dissolution chaude et concentrée de sel marin, avec une partie d'eaux mères. Séparation de l'argent par précipitation avec grenailles de cuivre.	Fer.	"
8. BRAUBACH.	Mattes cuivreuses plusieurs fois concentrées.	"	Grillage à mort (Lodreusen).	500 <sup>e</sup> traités par 900 <sup>e</sup> acide chlorhydrique à 17° B.; lessés en pierre de grès (1 <sup>e</sup> , 57 x 1 <sup>e</sup> , 25) avec filtre de sable et paille; vidange toutes les 4 semaines; agitateur (figure 78) dans le bain de précipitation (4 <sup>e</sup> x 4 <sup>e</sup> x 1 <sup>e</sup> , 25).	Fer. 5 T. de ciment, toutes les 4 semaines. Depuison précipite la chlorure de fer lentement par un lait de chaux.	"
9. AVANZA (Vénétie).	Falderz et pyrites.	"	Grillage avec four à 2 soles et chloruration avec sel marin.	L'argent, s'il existe, est d'abord extrait par dissol* chaude de sel marin et précipité par Cu.	Fer.	"
10. BALAN.	"	"	"	Cuivre précipité dans des caisses.	"	"
11. ANGLETERRE (Newcastle, Lancashire et Widdoss).	Pyrites de diverses provenances grillées pour soufre.	"	Chlorurat* ou fours de diverses classes, après grillage dans les fours Gerstendorfer.	Eau et acide chlorhydrique des tours de condensation. Précipitation dans des cuves avec agitateur.	Fer (et sulfure de sodium dans quelques usines). Le cuivre est recueilli dans un filtre-pressé.	"
12. BOTTINO.	Pyrites et mattes plombeuses.	"	Fours de Stetefeld.	Lixiviation à l'eau et chloruration postérieure.	Fer.	"
13. MATRA.	Falderz, galènes, pyrites.	"	Chlorurat* dans des fours à cuve, après grillage, qui volatilise le sulfure d'antimoine.	Un peu d'acide chlorhydrique dans l'eau.	Fer. Cuivre de ciment pressé.	"
14. STREIFENSHUTTE.	"	"	Chloruration.	"	"	Ciment lavé soigneusement par eau sous pression.
15. JOSEPHSHUTTE, près RHEINBREITENBACH.	Pyrites.	"	Fours à cuve ronds pour grillage; 3 <sup>e</sup> , 14 de haut, 0 <sup>e</sup> , 25 au milieu et 0 <sup>e</sup> , 47 au gueulard et à la base.	Acide chlorhydrique 80P pour 100P de Cu. Les bains sont sur deux rangs; transport des liquides par pompes. Caisse de précipitation avec grillage en bois.	Débris de tôle de fer.	Ciment séparé par lavage au criblé et pressé, 47,5 % de Cu.

DÉPENSE EN FER	TRAITEMENT ULTÉRIEUR			OBSERVATIONS
	du cuivre obtenu pour cuivre rosé	des résidus liquides (eaux mères)	des résidus solides	
"	Le ciment auré-argentifère est traité par l'acide sulfurique concentré (départ).	"	"	Voir Métallurgie de l'Argent.
"	Fonde pour cuivre noir.	Une partie est reprise avec addition de sel marin, pour l'attaque.	Résidus encore cuivreux et nickelifères, fondus pour speiss.	Voir Métallurgie de la Désargéation des cuivres argentifères.
"	Fondu au four à manche pour cuivre noir.	"	Contiennent 1%, Ag et Au, envoyés à la fonte pour plomb.	Le cuivre raffiné de Braubach n'est utilisable que pour la fabrication des laitons.
"	Fondu pour Cu noir et raffinage ultérieur.	"	"	Voir Métallurgie de la Désargéation des cuivres argentifères. L'argent de ciment est soumis à l'amalgamation. Ce procédé a mieux réussi que le procédé Bartsch, au perchlorure de fer.
"	"	"	"	"
"	Le sulfure de cuivre est fondu pour matte au four à réverbère.	Évaporation au four à réverbère pour sulfate de soude, qui sert en partie à constituer le précipitant sulfure de sodium; le reste envoyé aux fabriques de soude.	Pour divers emplois.	"
"	"	"	"	Voir Métallurgie de l'Argent pour l'extraction de ce métal.
"	"	"	"	"
"	"	"	"	"
"	"	"	"	"
87,9 de fer pour 100 de cuivre (?).	Affiné; une partie sert à fabriquer du vitriol bleu.	"	"	"

	NATURE DE MINÉRAI	TENEUR	CHLORURATION	LIQUEUR D'ATTAQUE	PRÉCIPITATION du MÉTAL CUIVRE	RENDEMENT en CUIVRE OBTENU
16. LINZ.	"	"	"	Dissolution de chlorure de sodium (sel marin).	"	"
17. STADTBERG. MITTELHUTTE.	Minerais pauvres pyriteux, blendeux, carbonate de cuivre dans schistes quartzifères.	Moins de 1% de Cu.	Grillage.	29 <sup>e</sup> minerai sont moutillées avec 150 <sup>e</sup> acide chlorhydrique (à 15° B.); puis on amène la lessive d'eaux mères. Bassins en bois : (7-85 x 5-14 x 1-26) à un même niveau, garnis de grilles en bois; lessivage méthodique (12 h.); la liqueur doit marquer 19° B. Repos 15 heures avec eau ajoutée lentement (12 h.); transport par roues à augets aux bassins de précipit <sup>r</sup> ronds (diamètre 3-77), avec agitateurs, ou aux bacs carrés (5- x 5-).	Fer de l'usine de Iserlohn.	Cément lavé dans un trommel et dans un canal (2-5 x 0-65 x 0-65) tient 80 % Cu; les résidus de lavage tiennent 15 % de Cu; le ciment de ces résidus 20 % de Cu.
17 bis. STADTBERG. OBERHUTTE.	Même traitement sur une échelle.		plus grande	Bacs d'attaque contenant 90°. On dépense 550 à 700 <sup>e</sup> d'acide chlorhydr. pour 100 de Cu 1422 <sup>e</sup> chargés dans des bacs.	"	"
18. BÉDE METALWORKS.	"	"	Grillage dans four à réverbère et à montées (6- x 2-7). Depuis four à sole tournante de Gibbs et Gelstarp (fig. 32 et 60); 2 rotations par min. 908P chargés avec 7 1/2 P. % chlorure de sodium; 9 h. par charge. Le sel va quelquefois à 20 %.	"	Hydrogène sulfuré.	"
19. THOMPSON. Salfur and Cooper C.	"	"	Grillage dans des fours à moufle.	"	"	"



DÉPENSE EN FER	TRAITEMENT ULTÉRIEUR			OBSERVATIONS
	de cuivre obtenu pour cuivre rosette	des résidus liquides (eaux mères)	des résidus solides	
"	"	"	"	Même procédé pour le reste qu'à Stadtberg (chloruration)
"	Raffinage dans four à réver- bère pour cui- vre noir, y compris le cé- ment des rési- dus de lavage.	Les eaux mères servent à arro- ser les mine- rais. Les eaux de lavage sont traitées par la chaux et re- çues dans des bains de dé- pôts.	Résidus solides à 4 $\frac{6}{10}$ de fer déposés aux halles, arro- sés par eaux de pluie; elles tiennent 0,12 Cu et mar- quent 5° B.	Le cuivre de ciment tient : Cu . . . . 59,886 Fe . . . . 0,035 CaO . . . 0,039 Ag . . . . traces
"	"	"	"	Pour l'extraction de l'argent, voir Métallurgie de la Désargentaion des cuivres argentifères. La produc- tion de cette usine est de 500 T. de cuivre par an; elle était auparavant de 300 à 370 Cu, dont 60 à 75 tonnes de cuivre extrait des halles de scories.
"	"	Les eaux sont chargées de soude et les cristaux ven- dus aux fabri- cants de soude.	"	"
"	"	"	"	Même traitement qu'à Rio Tinto.

## CHAPITRE III

### PROCÉDÉS MIXTES: PROCÉDÉS FONDÉS SUR L'ACIDE ACÉTIQUE ET AUTRES RÉACTIFS CHIMIQUES

148. Nous divisons ce chapitre en trois paragraphes :

§ I. Procédés mixtes : Bankart, Hahner, Henderson, Escalle, etc.

§ II. Idem. Traitement des alliages de cuivre et zinc et matières métalliques cuivreuses en général, par l'acide chlorhydrique et le chlorure de chaux. (Procédé Roswag.)

III. Traitement des minerais par l'acide acétique. (Procédé Roswag.)

#### § I. PROCÉDÉS MIXTES.

149. Nous donnons le nom de procédés *mixtes* : 1° à ceux qui usent à la fois de la sulfatation, par le grillage ou l'acide sulfurique, en même temps que de la chloruration par le sel marin ou l'acide chlorhydrique ou la carnallite ou tout autre chlorure ; 2° à ceux qui emploient l'hydrogène sulfuré ou les sulfures alcalins, terreux ou métalliques, ou de la chaux, du sulfate de soude, etc., comme succédanés du fer (tout en se servant soit de la sulfatation, soit de la chloruration).

Les premiers sont par le fait introduits forcément dans la liste des procédés de sulfatation et chloruration, que nous avons donnés ci-dessus, auxquels ils se rattachent ; les seconds feront l'objet du paragraphe présent et d'un tableau spécial ci-après (154).

Nous examinons ici plusieurs procédés, s'écartant par quelques points caractéristiques de la sulfatation et de la chloruration, telles que nous les avons précédemment décrites.

#### A. Procédés mixtes, avec cémentation par le fer.

150. 1° *Procédé Bankart.*

Ce procédé est décrit par M. le docteur J. Percy, qui indique pour la date du

brevet de ce nom, le 7 août 1845, sous le n° 10 805. En réalité, il ne s'écarte du procédé ordinaire de la sulfatation que par une très savante et méthodique disposition de l'atelier, qui économise de grands mouvements intérieurs, et par la haute teneur du minerai; le traitement est, sauf ces variantes, exactement le même que celui décrit pour Rio Tinto; il ne peut dès lors, ce nous semble, être l'objet d'un brevet.

Les opérations sont, en effet, les suivantes :

151. A/ **Grillage** de 5 sortes de produits, provenant généralement des mines de Cuba, savoir :

a/ Des minerais à 12,62 p. 100 de cuivre, très riches par conséquent ;

b/ Des minerais qui ont subi une première fois déjà le traitement complet et qui fournissent dans leur retour aux cuves leur plus grande quantité de cuivre; on y ajoute 20 à 25 p. 100 de minerai neuf;

c/ Des minerais qui ont subi une deuxième fois déjà le traitement.

A ce propos, il est à remarquer que le résidu final de ce troisième traitement serait, d'après l'inventeur, de la pyrite de fer intacte, chose assez difficilement explicable, car au grillage au réverbère, la pyrite de fer est au moins aussi facilement décomposable et peut-être à une moindre température, en acide sulfureux, acide sulfurique et oxyde de fer, que la pyrite de cuivre, qui elle aussi se décompose en acide sulfureux, acide sulfurique et sulfate de cuivre, et, si la température est suffisante, en oxyde de cuivre : on ne cherche à atteindre ce dernier point que pour obtenir la sulfatation aux dépens du soufre du fer.

152. B/ **Attaque et cémentation.**

L'opération se fait également sur trois sous-classes de produits : minerais neufs; minerais ayant été traités pour la seconde fois; minerais ayant été traités pour la troisième et dernière fois. Le dissolvant est l'eau, le précipitant la fonte de fer. On fait sur chaque espèce trois lessivages, deux à chaud; en tout : neuf lessivages méthodiques.

153. C/ **Opérations sur les résidus.**

Le reste de la manipulation se fait comme pour tous les procédés de sulfatation en général et en particulier, celui de Rio Tinto.

154. M. le docteur Percy remarque que les pertes étant de 0,62 p. 100 de cuivre, c'est-à-dire plus grandes que pour le procédé de la fonte, il aurait peut-être mieux valu faire une fonte pour mattes, afin de concentrer le minerai davantage et opérer par suite sur de plus petites quantités. Il nous paraît certain que le minerai qui supporte un transport, ayant une haute teneur (12,62 p. 100) en cuivre, s'éloigne notablement des conditions de la voie humide, en perdant précisément ses principaux avantages, qui consistent surtout dans l'utilisation de très faibles teneurs et de très grandes masses de matières.

Le cuivre du procédé Bankart était excellent comme qualité; il était très pur et très malléable; les frais ont toutefois fait renoncer à ce procédé, malgré les perfectionnements apportés par M. Richard Phillips.

155. 2° *Procédé Hahner* (brevet n° 571, 1856).

Le traitement s'exerçait sur des minerais sulfurés grillés, au four à réverbère, en présence de silice et de sel marin. La réaction sur l'oxyde de cuivre donnait lieu à du chlorure de cuivre, à de l'oxychlorure du même métal, et à du silicate de soude. S'il n'y avait pas assez de silice présente, on en ajoutait jusqu'à 10 pour 100. Le résultat était lessivé avec de l'eau étendue d'acide chlorhydrique et l'on traitait par un procédé qui, d'après les réflexions de M. Petitgand (*Metallurgy of Copper*, du docteur J. Percy, traduit., p. 371), n'est autre que celui de MM. Bechi et Haupt : il ressemble aussi, à cause de la formation de silicate de cuivre, à celui de MM. Rivot et Phillips.

### 3° *Procédé Henderson.*

Dans ce système, le chlorure de cuivre obtenu est volatilisé et condensé. Le procédé n'a pas été décrit en détail. (Voir les réflexions du docteur J. Percy à cet égard, *loco citato*, p. 371. Voir aussi *Notes finales* où nous donnons quelques indications sur des essais métallurgiques Rivot et Phillips, Napier, américain, etc., et quelques procédés exotiques (indien, japonais).)

## B. Procédés mixtes, avec précipitation du cuivre par l'hydrogène sulfuré et les sulfures.

156. Nous avons déjà, à plusieurs reprises, parlé des procédés à l'hydrogène sulfuré et aux sulfures, comme succédanés du fer. Au § II, Chap. I, articles (112), le lecteur trouvera ce qui les concerne spécialement et, dans les tableaux (146) et (147) : Duisburg, Angleterre, Bède metalworks.

157. M. Escalle, à l'usine de Caronte, près Marseille, a traité assez longtemps par voie humide des minerais de cuivre et précipité le métal par des sulfures.

Le minerai (sulfure et pyrites de cuivre) broyé était grillé dans un four à réverbère à double sole, par charges de 2 T. par 24 heures. Il était ensuite humecté avec de l'acide chlorhydrique à 16° Baumé dans le four même et réduit en pâte chlorurée, qu'on traitait par l'eau. Après décantation, la dissolution du chlorure de cuivre dans l'eau était traitée par du polysulfure de calcium, obtenu en faisant fermenter, pendant quelques semaines, des marcs de savonnerie ou des résidus du lessivage des fabriques de soude et de savon, sans emploi et très abondants à cette époque. Par la fermentation on formait, à cause de la présence de la chaux, du carbonate de chaux et du sulfure de calcium, un polysulfure de calcium, en dissolution dans l'eau. La réaction sur le chlorure de cuivre donnait lieu à du sulfure de cuivre noir, se précipitant avant les autres métaux. L'opération était considérée comme terminée, lorsque le liquide ne bleussait plus par l'ammoniaque. Le précipité était séché, moulé en pains, et fondu avec excès de charbon dans un four à manche représenté fig. 66 et 67 en projection verticale et horizontale; la matière tenait cependant toujours un excès de soufre, précipité en même temps que le cuivre.

La fonte donnait une éponge métallique noire, d'aspect scoriacé mélangé de globules métalliques, refondue et facilement raffinée<sup>1</sup>.

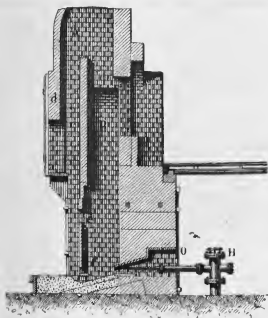


Fig. 66.

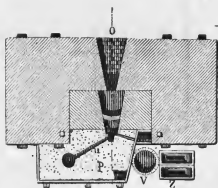


Fig. 67.

H, conduite du vent ; O, embrasure de la tuyère ; d, seconde poitrine pour recueillir un peu de zinc volatilisé, à l'instar du *zinkstuhl* des usines allemandes ; P, avant-foyer en brasque où sont creusés deux creusets, l'un recevant par le canal *u* les scories, l'autre à gauche, recevant à l'abri de l'air le métal produit ; V, bassin de coulée ; Z, lingotières.

138. Dans le tableau suivant se trouvent résumés les différents procédés que nous avons appelé *mixtes* :

1. M. J. Percy, faisant une critique des opérations industrielles de cuivre, tentées en France, sous l'inspiration de M. Lefroy et installées à Caronte, au Rouet, à Septèmes et à Bouc, de 1854 à 1858, dans le bassin méditerranéen, près de Marseille, opérations qui ont disparu en moins de quatre ans, semble ignorer que l'illustre professeur de l'École des Mines ne saurait nullement être rendu responsable des agencements financiers, insuffisamment munis de capitaux, qui ont donné lieu à cette disparition, aidée d'ailleurs vigoureusement par la plus acharnée des concurrences de ses compatriotes fondeurs de Swansea : les procédés métallurgiques, en tant que méthode technique, ne laissent rien à désirer et constituaient à cette époque un réel progrès parfaitement copié ensuite en Angleterre et en Allemagne (Voir p. 374, *Métallurgie du cuivre* du docteur J. Percy. Traduction française de MM. Petitgand et Ronna).

	NATURE DU MINÉRAI	TENEUR	GRILLAGE	LIQUEUR D'ATTAQUE	PRÉCIPITATION du MÉTAL CUIVRE	RENDEMENT en CUIVRE OBTENU
1. MARSEILLE (Septèmes).	"	"	Avec sulfate de soude.	Eau (on précipite l'argent, s'il est présent). Cristallisation du sulfate de soude, etc., à 60 °/o dans bassins garnis de feuilles de Pb. Le résidu est traité pour cuivre.	Le sel de soude séparé, le résidu est traité par le charbon et fondu pour Cu et oxyde de Cu.	"
2. Id. (Carouge).	Pyrites.	"	Avec acide chlorhydrique.	Eau.	Polysulfure de calcium.	"
3. Foldal (Norwège).			Mêlé avec 5 % de chaux environ à l'état de briquettes; calcination au rouge.	Eau; le sulfate de cuivre se dissout, laissant le plâtre et du sulfure de calcium.	Hydrogène sulfuré. Sulfure de cuivre.	"
4. RIO TINTO (Espagne).	Voir § II, chapitre II.		"	"	"	"
5. NEWCASTLE (Angleterre).	Voir dans le tableau des Procédés par Chloruration, les usines n° 11.				"	"
6. Agordo.	Voir plus haut tableau des		Procédés par	sulfatation n° 15.	Lait de chaux.	"
7. Brantsch.	Voir plus haut tableau des		Procédés par	chloruration n° 8.	Lait de chaux.	"

## SÉNOPTIQUE

## MÉTALLES

TRAITEMENT ULTÉRIEUR			AUTEURS DES PROCÉDÉS	OBSERVATIONS
du cuivre obtenu pour cette rosette	des résidus liquides (eaux mères)	des résidus solides		
Le mélange de cuivre et d'oxy- de de cuivre est traité pour la rosette.	"	"	Procédé Mon- nier.	"
"	"	"	Procédé Es- calle.	Abandonné faute d'alimentation de minerais. (V. (157).
Sulfaté à l'air et traité pour vinol ou re- fondu pour cuivre noir.	"	Plâtre et sul- fure de cal- cium rejetés.	Procédé Snow- don.	"
"	"	"	Procédé Sin- ding, Hart- man, etc.	"
"	"	"	Procédés Ban- kart, Hahner et Henderson.	"
"	"	"	"	Procédé Beechi et Haupt.
"	"	"	"	Procédés Welpdy et Kranynski.

§ II. PROCÉDÉS MIXTES. — TRAITEMENT DES ALLIAGES DE CUIVRE ET ZINC ET D'AUTRES MATIÈRES MÉTALLIQUES CUIVREUSES, PAR L'ACIDE CHLORHYDRIQUE ET LE CHLORURE DE CHAUX.

160. M. Grüner indique la substitution de l'acide chlorhydrique à l'acide sulfurique, p. 169, dans les cas où il est à meilleur marché, ce qui est fréquent dans les environs des fabriques de carbonate de soude, où il est presque toujours écoulé à la mer (Widuess, Marseille, Escalette, etc.).

Le procédé ne diffère point de celui à l'acide sulfurique, et le précipitant est également le fer à l'état de saumons de fonte ou d'éponges de fer : toutefois il faut, pour que l'attaque soit complète, que le grillage soit fait de manière à expulser le soufre intégralement.

Nous en avons vu, du reste, plus haut diverses applications.

Il sert également de réactif dissolvant à un procédé de traitement non plus de minerais, mais d'alliages cuivreux, entre autres des laitons de rebut et divers autres alliages, en compagnie du chlorure de chaux, qui favorise énergiquement la chloruration.

161. Nous donnons ici quelques détails sur le traitement de résidus de laitons, toiles et tissus métalliques en cuivre ou en laiton, pratiqué, il y a quelques années, à Pantin, près Paris (Procédé Roswag).

Les tissus métalliques de laiton se composent de : Cuivre : 70 à 64 pour 100.  
Zinc : 30 à 35 pour 100.

Un peu d'étain (0,40 à 0,17) et de plomb : (0,25 à 2,20) même dans les tissus les plus fins, accompagnent les deux métaux principaux (Voir dans l'Encyclopédie : *Le cuivre et ses composés*, par M. Rousseau, p. 19, 20, 21 et 22).

Aussi la séparation par voie sèche de ces quatre éléments est-elle des plus compliquées, et les laitons refondus en lingots sont-ils de médiocre qualité. De plus, la fonte des tissus, à cause de leurs mailles nombreuses et très souvent imprégnées de substances chimiques (surtout les toiles de rebut provenant des papeteries), est très difficile, la chaleur du creuset ou du four à réverbère donnant lieu facilement, en présence de l'air, à une suroxydation ou à des réactions complexes.

#### 162. A. Grillage.

Les toiles, coupées en morceaux à l'aide d'une cisaille, sont introduites dans une cornue verticale en grès (cornue à gaz), munie à sa partie inférieure d'un tube qui amène de l'air comprimé, fourni par un compresseur ou simplement de l'air à faible pression d'un ventilateur : cet air débouche à plusieurs niveaux dans l'intérieur de la cornue. Le chargement de 300 à 500 kilogrammes de tissus est fait par l'orifice supérieur, fermé par un couvercle en forte tôle, mobile, à contre-poids. Toute la cornue est enveloppée d'une maçonnerie formant chemise extérieure, à l'intérieur de laquelle un foyer de houille ou mieux de coke entretient une température de 200 à 300 degrés : ce foyer reçoit au besoin, si le tirage du four est insuffisant, un jet d'air par deux tuyères disposées verticalement à la base de la grille. (Voir fig. 68.)

A, cornue en terre réfractaire ou en fonte ; B, C, tuyau du vent, qui s'écoule par une série d'ajutages horizontaux placés à divers étages ; D, couvercle de la chaudière ; E, sortie d'air et des gaz ; K, registre pour observer le feu et le travail au regard.



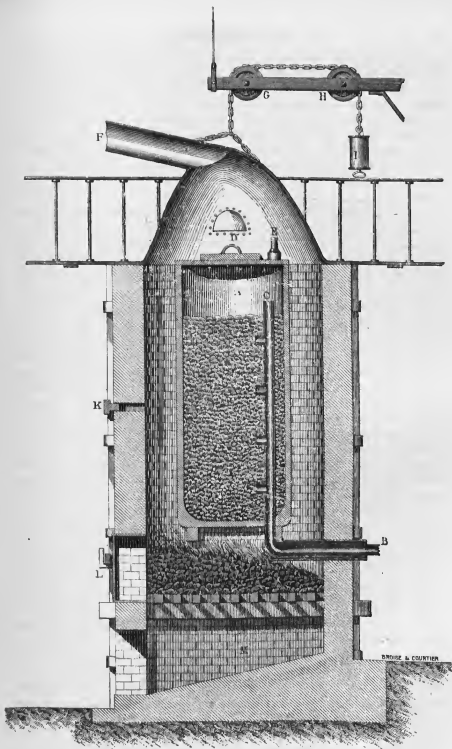


Fig. 68.

L, porte du foyer. M, cendrier. F, chapeau mobile couvrant tout le fourneau en tôle; il est manié à l'aide du contre poids et supporté par une chaîne marchant sur les poulies-galets G, H. T, débris de toiles métalliques écaillées. Le chapeau communique avec une des cheminées principales de l'usine.

Lorsque le cuivre est porté au rouge sombre, on lance de l'air dans la cornue et l'oxydation, facilitée par l'abondance des mailles du tissu et par la finesse des fils, qui le composent, se produit rapidement sur le zinc d'abord et le cuivre ensuite. L'opération totale, chargement et déchargement compris, dure 8 heures.

#### 163. B. Attaque et cémentation.

La matière légère et pulvérulente est jetée à peine chaude dans un bassin contenant de l'acide chlorhydrique du commerce, étendu de la moitié de son poids d'eau, et additionné, si du cuivre reste non oxydé (ce qui se voit facilement à l'œil nu), d'une dose de chlorure de chaux variable avec la quantité de cuivre resté métallique : la chloruration, c'est-à-dire la dissolution des deux métaux, ainsi que celle du plomb et de l'étain présents, est rapide, si l'on fait, au besoin, intervenir la chaleur, dans le bassin de dissolution, au moyen d'un serpentín ou d'un barboteur à vapeur.

La liqueur des chlorures est décantée chaude dans un second bassin et reçoit des plaques de zinc métallique, qui précipitent le plomb, le cuivre et l'étain à l'état spongieux : la liqueur est essayée fréquemment, quand l'attaque se ralentit, à l'aide d'une dissolution d'hydrogène sulfuré, qui donne un précipité noir, aussi longtemps qu'il reste des métaux dissous, autres que le zinc. Le zinc, employé comme réactif, est nettoyé fréquemment du dépôt spongieux : le zinc qui se dissout ainsi s'ajoute à celui déjà contenu dans l'alliage.

Les résidus de tissus non attaqués sont lavés et repassés à la cornue dans une prochaine opération.

Le ciment métallique cuivreux est lavé soigneusement et exposé à l'air, pendant plusieurs jours : le plomb ne tarde pas à blanchir, c'est-à-dire à s'oxyder et se carbonater : on lave alors la masse dans l'eau bouillante acidulée d'acide chlorhydrique (parties égales), qui dissout le plomb et le cuivre à l'état de chlorure ; les eaux cuivreuses (vertes), débarrassées de l'étain resté insoluble abandonnent par le refroidissement le chlorure de plomb, qui, soluble à chaud, insoluble à froid, ne tarde pas à se déposer en cristaux dans la cuve où les eaux ont été recueillies. Au besoin, si l'on est pressé, au lieu de précipiter le plomb à l'état de chlorure par refroidissement, on maintient l'ébullition, et on précipite le cuivre à l'aide de ferraille. Les chlorures de plomb et de fer qui restent en dissolution sont ensuite traités par le zinc métallique, après enlèvement du cuivre de ciment qu'on ajoute à la masse obtenue primitivement. Le zinc fournit le plomb à l'état d'éponge et la liqueur de chlorure de zinc et de fer est ajoutée à celle de chlorure de zinc obtenue auparavant.

Le plomb, parfaitement lavé et séché, est fondu dans un chandron, sous une couche de charbon en poudre et coulé en lingots ; il est très pur ; à moins qu'on ne préfère le convertir en céruse ou bien encore le vendre comme plomb poreux pour les accumulateurs d'électricité.

#### 164. C. Travail des résidus

La liqueur de chlorure de zinc peut être traitée pour blanc de zinc ou simple-

ment pour calamine artificielle. Dans le premier cas, il faut, avant de réunir les deux liqueurs zingucuses, se débarrasser du chlorure de fer contenu dans la seconde. Il suffit pour cela de la faire bouillir avec une dose de chlorure de chaux, qui précipite le fer à l'état de peroxyde et laisse le chlorure de zinc limpide. Après filtration, on traite le chlorure de zinc par un lait de chaux, qui transforme le résidu en chlorure de calcium et précipite le zinc à l'état d'hydroxyde au blanc de zinc, *très blanc*, si toujours la chaux est elle-même très blanche, comme celle qu'on emploie pour la cristallerie (chaux du Nord), et si l'on a bien fait le départ de l'oxyde de fer par le chlorure de chaux; dans le cas contraire, l'oxyde de zinc prend toujours une teinte légèrement rosée.

Nous renvoyons pour les manipulations de cette partie du travail : blanc de zinc ou calamine artificielle, à la Métallurgie de la Désargementation des plombs, où elles font partie de la description de l'un des procédés de désargementation par le zinc (art. 950 et suivants).

La filtration de l'oxyde de zinc se fait à l'aide d'un filtre-pressé et le transport des liqueurs d'une cuve à une autre, à l'aide de monte-jus à vapeur (voir fig. 71 et 72 (97)) qui ne peuvent toutefois recevoir que des liqueurs non cuivreuses, car, la chemise intérieure des monte-jus étant en tôle, à la température de la vapeur à 2 ou 3 atmosphères, le cuivre se précipiterait et engorgerait immédiatement non seulement les tuyaux de caoutchouc (de succion et de départ), mais encore l'appareil lui-même, en colorant en outre de fer la liqueur et par conséquent en se corrodant rapidement.

165. Le cuivre de élément s'affine facilement dans un four analogue par sa construction à une coupelle allemande, dont la sole est en argile réfractaire et charbon, et garni de deux buses; ou bien encore dans un four, dit *Gaarofen*, dont M. Gruner a indiqué le travail, page 128, ou finalement dans le four à réverbère anglais, page 151. Les mêmes soins, les mêmes phénomènes d'allure et de conduite de travail sont à observer.

Le cuivre rosette en lingots était produit à l'usine de Pantin dans un four à réverbère de petites dimensions, analogue aux fours américains de l'usine du Détroit, décrit, par M. Rivot dans son Voyage aux mines du Lac Supérieur, pour le traitement des blocs de cuivre natif (*Métallurgie du cuivre*, p. 46). Nous l'avons représenté fig. 69.

A, foyer; R, cendrier; G, grille; P, pont; P', porte de travail; M, trémie de chargement et ouverture par laquelle s'introduisent les ouvriers pour battre la sole; D, carneau des fumées, en communication avec la cheminée. La sole était composée de 5 couches de brasque superposées et damées, reposant sur une plaque de fonte. La couche inférieure était formée d'argile réfractaire mêlée à 5 p. 100 de coke de cornue menu; la couche du milieu *d* en contenait davantage (12 à 15 p. 100) et la couche supérieure, qui recevait la charge des matières cuivreuses, était constituée de 25 p. 100 d'os calcinés, 48 p. 100 de coke menu, 7 p. 100 d'oxyde de zinc et 5 p. 100 d'argile réfractaire : cette sole absorbait peu de métal et résistait longtemps; elle était préparée d'avance, en la chauffant au blanc éblouissant pendant huit heures consécutives et laissant refroidir.

Le raffinage au creuset, une fois l'affinage du cuivre rosette suffisamment avancé,

obtenue, est excessivement rapide, facile, et fournit du cuivre de qualité remarquable, si, au moment de tirer le creuset du four, on y introduit une pincée d'aniline, en agitant avec une baguette de bois : l'aniline lui communique une belle couleur<sup>1</sup>. Le rôle de l'aniline, matière organique rapidement décomposée en vapeurs chargées d'hydrogène, paraît devoir s'expliquer par la désoxydation instantanée de l'oxydure de cuivre mélangé au métal. (Voir p. 100 les observations de M. Gruner sur le rôle de l'oxydure dans le raffinage.) La coulée en lingots, les précautions pour éviter les soufflures, etc., sont indiquées dans les passages ci-dessus désignés. Nous ajouterons

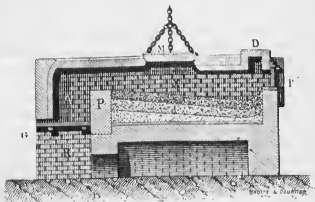


Fig. 60.

cependant que la coulée, dans des lingotières de fonte, ayant reçu un arrosage assez abondant d'huile et rapidement recouvertes après la coulée par un couvercle de tôle hermétique et également imprégné d'huile, fournit de beaux lingots, sans soufflure ni rochage et de meilleur aspect qu'en mouillant le métal d'eau. (Relativement à cette espèce de rochage, qui n'est évidemment pas de même nature que celle de l'argent ou de la litharge, voir, p. 99, *Métallurgie du cuivre*, et p. 7 et 8, *Le cuivre et ses composés*, ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE.)

### § III. TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE CUIVRE PAR L'ACIDE ACÉTIQUE. (PROCÉDÉ ROSWAG<sup>1</sup>).

166. A. **Grillage**. L'acide sulfurique, l'acide chlorhydrique peuvent être économiquement remplacés par l'acide pyroligneux, quand les minerais cuivreux se trouvent grillés à mort, c'est-à-dire quand le cuivre s'y trouve à l'état d'oxyde<sup>2</sup>.

167. B. **Attaque**. L'acide est employé à 3 ou 4° B. L'acétate de cuivre se forme à chaud, par la dissolution de l'oxyde, dans une cuve contenant de l'acide acétique ; cette dissolution est rapide, si on la favorise par un barbotage à la vapeur (système Kœrting ou autre), ou simplement par une agitation soutenue à bras ; mais alors la réaction est beaucoup plus lente.

1. L'introduction de l'aniline est une pratique du contre-maitre, qui la tenait fort secrète et en haute valeur.

2. Des malles de fer plombeuses et cuivreuses argentifères du district de Sierra Almagrera (usines du marquis d'Almanzora et de MM. Soler frères) ont été traitées par ce procédé : elles n'avaient aucune valeur sur place et tenaient 12 p. 100 de cuivre, 13 p. 100 de plomb et 1<sup>re</sup>, 256 d'argent à la tonne.

3. Le grillage se fait dans la chaudière en fonte avec bain de plomb à air comprimé (voir 83).

L'attaque se fait généralement dans une cuve garnie d'un serpentín à vapeur, représentée fig. 70, en perspective verticale pour la partie supérieure, en coupe pour la partie inférieure. A, est la cuve d'attaque en bois garnie de son barboteur réglé par la valve de vapeur C; la décantation se fait par l'orifice de sortie E, dans la cuve inférieure B, dont la coupe montre le serpentín en plomb, alimenté de vapeur par le tuyau D, lequel est soutenu au-dessus du fond de la cuve par un anneau circulaire en bois, formant tabouret : la purge est en H, sous le sol, dans le canal K, garni de sciure de bois. Le sous-sol des deux cuves G est en pente et amène les liquides qui s'écoulent par accident dans un réservoir situé à l'arrière de l'appareil.

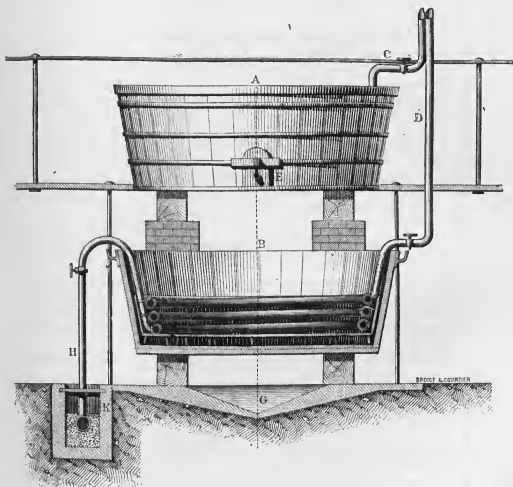


Fig. 70.

par le tuyau D, lequel est soutenu au-dessus du fond de la cuve par un anneau circulaire en bois, formant tabouret : la purge est en H, sous le sol, dans le canal K, garni de sciure de bois. Le sous-sol des deux cuves G est en pente et amène les liquides qui s'écoulent par accident dans un réservoir situé à l'arrière de l'appareil.

L'attaque s'opère sur 600 à 800 kilogrammes de matière grillée à mort, c'est-à-dire privée complètement de soufre, fait qu'on vérifie par un essai à l'acide nitrique

et un peu de chlorure de baryum, après élimination préalable du plomb, s'il en existe dans la matière.

**168. C. Cimentation.** L'attaque terminée, on décante dans la cuve B et l'acétate multiple est traité par la fonte s'il y a du plomb, puis par le zinc en plaques, sur lesquels se précipitent le cuivre et le plomb à l'état de ciment. Les métaux spongieux sont lavés à froid, pour les débarrasser de l'acétate de fer ou de zinc que les pores des ciments peuvent retenir et le cuivre est affiné comme à l'ordinaire.

**169. D. Opérations sur les résidus.** Les eaux de lavage sont réunies à l'acétate de fer ou de zinc produit.

Si l'on a traité par le fer, le pyrolignite de fer est traité par l'acide sulfurique, qui régénère l'acide acétique et forme du sulfate de fer. Par cristallisation, on obtient les cristaux de vitriol d'une part et l'acide prêt à recommencer de nouvelles attaques d'autre part. Si l'on a traité par le zinc métallique, le pyrolignite de zinc est traité de même par l'acide sulfurique, pour reconstituer de l'acide acétique, qui sert à nouveau et du sulfate de zinc, qu'on laisse cristalliser. Le sulfate de zinc est à son tour traité pour blanc de zinc par le procédé de calcination avec charbon, procédé dit Parnell, ou pour calamine artificielle, en recueillant, si l'on veut, une partie de l'acide sulfurique éliminé. On peut enfin traiter le pyrolignite de zinc par le gaz acide carbonique comprimé à trois atmosphères, lequel constitue, en révivifiant l'acide acétique, de l'hydrocarbonate de zinc ou blanc de zinc<sup>1</sup>.

Les détails de ces divers procédés se trouvent amplement décrits dans la *Métallurgie de la Désargement des plombs argentifères*, ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE.

**170.** Nous ferons la remarque que l'acide acétique commercial à 7° Baumé, quoique assez cher relativement aux autres acides en usage, — sulfurique et chlorhydrique — est finalement et rapidement restitué, avec une perte qui n'atteint pas normalement au delà de 2 à 2 1/2 pour 100, ce qui fait qu'il est, en somme, meilleur marché que les deux acides susnommés.

Voici une liste des densités et des degrés aréométriques Baumé, correspondant à la richesse des liqueurs cuivreuses : sulfurique, chlorhydrique et acétique.

DENSITÉS des solutions	DEGRÉS BAUMÉ correspondants	TENEUR EN			OBSERVATIONS
		SULFATE <sup>1</sup>	CHLORURE <sup>2</sup>	ACÉTATE <sup>3</sup>	
		DE CUIVRE			
1,0126	16	P. $\frac{0}{20}$	P. $\frac{0}{10}$	P. $\frac{0}{10}$	1. Avec 5 éq. d'eau (M. Garlach). 2. (M. Franz). 3. Avec 2 éq. d'eau.
1,1608	20	25	1 $\frac{1}{2}$	25	
1,2095	25	»	2	30	
1,2624	30	»	3	»	
1,3202	35	»	3 $\frac{1}{2}$	»	
1,3834	30	»	4	»	

1. Si l'on veut se débarrasser du fer dans la liqueur exclusivement zingueuse, on précipite et décolore par le chlorure de chaux.

## CHAPITRE IV

### PROCÉDÉS FONDÉS SUR L'ÉLECTRICITÉ.

171. Sur cette matière les faits acquis sont encore peu nombreux. Nous divisons ce chapitre en deux paragraphes :

§ 1. Examen général des tentatives faites pour le traitement des matières cuivreuses par l'électricité.

§ 2. Procédés divers : Elkington; — Cobley; — Keith; — Røsing; — Blas et Miest; etc.

#### • § 1. EXAMEN GÉNÉRAL DES TENTATIVES FAITES POUR LE TRAITEMENT DES MATIÈRES CUIVREUSES PAR L'ÉLECTRICITÉ.

172. A vrai dire, les procédés par cémentation par le zinc et même par le fer métallique (141) dont nous venons de parler ainsi que celui du traitement des laitons (158) sont des procédés galvaniques. On donne de préférence le nom de procédés *électrolytiques* à ceux qui emploient une pile à un ou plusieurs éléments et dont les deux fils ou plaques terminales — pôle négatif ou anode et pôle positif ou cathode — plongent dans la dissolution dont il s'agit d'éliminer le métal. On donne également ce nom à ceux qui usent des machines électro-dynamiques de Gramme, Siemens, Schuckert, Watson, Wilde, Hefner-Alteneck ou autres, et remplacent la dépense en zinc pour produire l'électricité dynamique par celle de la chaleur, plus économique.

Nous supposons le lecteur au courant de ce que dit M. Grüner sur les procédés électro-chimiques (p. 90, *Principes généraux de métallurgie*, t. V, 1<sup>er</sup> cahier, *ENCYCLOPÉDIE CHIMIQUE*).

173. Les premières expériences de précipitation de métaux par l'électrolyse sont dues à M. Becquerel, membre de l'Institut : ici encore la France est en tête du

1. Dans son *Traité d'électricité et de magnétisme* (Paris, 1846, tome II, p. 276; 446, et *Comptes rendus de l'Académie des sciences*, n° 58, p. 1095), on trouvera tout ce qui concerne la description du traitement des minerais de cuivre et d'argent par l'électrolyse.

Voici dans quel ordre se sont succédé, d'après leurs dates, les différents brevets pris pour le traitement des minerais de cuivre par voie électrolytique.

1868. MM. Wolf et Pioche emploient le procédé Becquerel à San Francisco de Californie, pour les minerais de cuivre et d'argent.

progrès. En 1856, M. Becquerel, père<sup>1</sup> inaugura sur ces principes tout à fait nouveaux une série d'essais fort remarquables pour le traitement de minerais compliqués de cuivre et d'argent. Ces expériences ont porté sur 20 tonnes de minerais mélangés et de diverses provenances : Mexico, Pérou, Chili, Sibérie, Freiberg, Sainte-Marie-aux-Mines. A la suite des résultats obtenus, très brillants, mais qui péchaient cependant par la dépense forte en zinc des piles voltaïques, M. Becquerel donna les plans et devis d'une usine destinée à faire 500 kilogrammes d'argent par jour : le projet n'a pas eu de suite.

En 1868, MM. Wolf et Pioche, ses disciples, en Amérique, supprimèrent le grillage et remplacèrent les simples éléments voltaïques par des batteries électriques très énergiques reliées entre elles. Les journaux américains rendirent compte de ces tentatives, mais demeurèrent tout d'un coup muets sur les résultats définitifs, qui sont ainsi demeurés inconnus.

174. L'électricité métallurgique appliquée au cuivre ne reparait réellement à l'horizon qu'en 1871, par le procédé Elkington, dont la réputation européenne pour ses procédés de dorure et argenture galvanique inventés par lui et par M. le comte Ruolz, faisait augurer et espérer d'excellents résultats. Il ne traitait, il est vrai, que des mattes cuivreuses placées à l'anode et recevait le précipité de cuivre métallique sur des plaques de ce même métal très pur, comme cathode. Plus tard il remplaça les mattes solides en revenant au liquide ou dissolution (sulfate de cuivre ammoniacal) extraite des mattes à l'aide de l'acide sulfurique dilué et après grillage préalable.

M. André n'a guère fait autre chose que de modifier le système de M. Elkington, pour l'appliquer spécialement à l'extraction du nickel et du cobalt : au point de vue d'une extension du procédé Elkington, les efforts faits par cet ingénieur ont, paraît-il, jusqu'à présent donné des résultats industriels satisfaisants.

M. Cobley, autre imitateur de M. Elkington, traitait les minerais de cuivre par les mêmes procédés, en s'attaquant surtout aux plus abondants, les minerais pyriteux, après les avoir soumis au grillage et au traitement par l'acide sulfurique et l'eau : l'acide sulfurique n'entre toutefois en jeu que lorsqu'une lixiviation à l'eau a dissous la majeure partie des sulfates solubles qui se sont formés par le grillage.

Le même traitement a été appliqué par M. Luckow ; la seule différence consiste, croyons-nous, dans l'emploi de liqueurs chlorurées et d'anodes formés avec un mélange de coke en poussière et de pyrites, grillées ou non, mais chlorurées en dernier lieu et moulé en plaques.

M. Létrange s'est surtout appliqué au traitement des minerais zingueux : la pro-

1871. M. Elkington, le co-inventeur des procédés Ruolz pour l'argenture et la dorure, applique en Angleterre le procédé électrolytique aux mattes de cuivre.

1879. M. André, à Ehrenbreistein, prend un brevet applicable surtout aux mattes cuivreuses et aux speiss (mattes nickelfères et cobaltifères).

1880. Le brevet Cobley (n° 4755, Angleterre) concerne le traitement des minerais sulfatés.

1871. Le brevet de M. Luckow de Deutz (N. 14251, Angleterre) est relatif au traitement des minerais chlorurés.

1882. Le brevet de M. Létrange, de Paris, est spécial surtout au traitement des laitons et des zincs.

1882. Le brevet de M. Blas, professeur à l'école des mines de Louvain, applique l'électrolyse au cuivre et à tous les minerais en général.



duction de cuivre n'est dans son procédé qu'un accessoire. (Voir Métallurgie du zinc.)

175. Le même traitement de M. Elkington et celui de M. Luckow sont reproduits dans leur essence dans le brevet Blas et Miest : ce brevet a cependant un caractère plus général que les autres méthodes galvaniques dont nous venons de parler, en ce qu'il tend à obtenir, en même temps que le cuivre ou tout autre métal annexe, la totalité du soufre, qui constitue, en général, le tiers du poids des minerais cuivreux pyriteux à traiter et n'est aujourd'hui extrait que par une calcination préalable à l'état d'acide sulfureux ou partiellement à l'état de soufre brut.

176. Nous avons trouvé, dans une récente publication de la *Berg und Hüttenm. Zeitung*, des études très remarquables faites sur l'application de l'électrolyse à la métallurgie, et parmi elles les expériences de M. Kaliani sur la conductibilité électrique des minerais : les résultats obtenus peuvent servir de guide pour les recherches nouvelles qui pourraient être tentées par les métallurgistes dans la voie électrique, et à ce point de vue, nous croyons, devoir les consigner ici.

Comme les minerais complexes cuivreux tiennent généralement de l'antimoine, du zinc, du fer, de l'argent, plus rarement du nickel, du cobalt et de l'étain, il nous a paru utile de considérer avec M. Kaliani isolément ces divers métaux et de les classer, comme il l'a fait, d'après la nature de leur minéralisation, en bons et mauvais conducteurs de l'électricité : ce classement est fait dans le tableau suivant :

1. Ces travaux importants ont été faits par M. Martin Kaliani, sous la direction de M. le docteur Stetzel et publiés dans la *Berg und Hüttenm. Zeitung*, 1883, n. 21 et suivants.

BONS CONDUCTEURS	MAUVAIS CONDUCTEURS
<i>Minerais de cuivre (Cu).</i>	
Sulfure de cuivre (Chalcosine, $\text{Cu}^2\text{S}$ ).	Cuivre rouge oxydulé ( $\text{Cu}^2\text{O}$ , Cuprite).
Phillipsite ( $\text{Cu}^2\text{S} \cdot \text{Fe}^2\text{S}$ ).	Azurite ( $2\text{CuO} \cdot \text{CO}^2 + \text{CuO} \cdot \text{H}^2\text{O}$ ).
Pyrites ( $\text{CuS} + \text{Cu}^2\text{S}^3$ ).	Malachite ( $\text{CuO} \cdot \text{CO}^2 + \text{CuO} \cdot \text{H}^2\text{O}$ ).
Chalcopyrites ( $\text{CuS} + \text{Fe}^2\text{S}^3$ ).	Fahlerz ou cuivres gris.
	Silicate de cuivre.
<i>Minerais de fer (Fe).</i>	
Pyrites ( $\text{Fe}^2\text{S}$ ) et ( $\text{Fe}^2\text{S}^3, \text{Fe}^2\text{S}$ ).	Pyrites arsenicales.
Oxyde de fer magnétique (Magnétite et Franklinite).	Fer micacé.
	Fer spathique (Sidérose, $\text{CO}^2\text{FeO}$ ).
	Fer oolithique.
	Fer des bouillères et Limonite.
	Fer oligiste (Hématite).
	Fer titané (Isérine, Ilménite, etc.).
<i>Minerais de zinc (Zn).</i>	
"	Blende <sup>1</sup> , ( $\text{ZnS}$ ).
"	Calamine (carbonate de zinc, $\text{CO}^2\text{ZnO}$ ).
"	Calamine électrique (silicate de zinc, $\text{ZnO} \cdot \text{SiO}^2$ ).
<i>Minerais de plomb (Pb).</i>	
Galène.	Carbonate de plomb (céruse, $\text{CO}^2\text{PbO}$ ).
	Plomb vert (phosphate).
	Plomb jaune (chromate ou iodure).
	Sulfate de plomb ou vitriol blanc ( $\text{SO}^2\text{H}^2\text{O} \cdot \text{PbO}$ ).
	Bourrinite.
	Plomb rouge.
<i>Minerais d'antimoine (Sb).</i>	
"	Antimoine sulfuré (Kermès naturel, $\text{SbS}$ ).
"	Régule d'antimoine.
<i>Minerais d'étain (Sn).</i>	
Oxyde d'étain (Cassitérite, $\text{SnO}^2$ ).	Sulfure d'étain (Stannine, $\text{Fe}^2\text{S}, \text{Zn}^2\text{S}, \text{Cu}^2\text{S}, \text{SnS}$ ).
	Étains d'alluvions cupatés dans les gangues (stockwerk du Zinwald, Bohême).
<i>Minerais d'argent (Ag).</i>	
Sulfure d'argent (Argyrose).	"
Argent rouge foncé ( $\text{Sb}^2\text{Ag}^2$ , Pyrargyrite).	"
Argent rouge clair ( $\text{As}^2\text{Ag}^2$ , Proustite et Miargyrite).	"
<i>Minerais de cobalt (Co).</i>	
Sulfure de cobalt (Cobaltine, $\text{CoS}^2 + \text{CoAs}^2$ ).	"
Speiss cobalt (Smaltine, $\text{CoAs}^2$ ).	"
Pyrites cobaltifères.	"
<i>Minerais de nickel (Ni).</i>	
Nickel rouge.	"
Nickel blanc.	"
Sulfure de nickel.	"
1. M. Pelletier classe la blende comme bonne conductrice de l'électricité. M. Kalliani pense que c'est une erreur.	

178. Il résulte de ce tableau qu'en général les *sulfures* métalliques, qui précipitent en noir par l'hydrogène sulfuré ou le sulfhydrate d'ammoniaque, sont bons conducteurs de l'électricité.

En prenant comme anode les minerais eux-mêmes et pour cathode le métal même à produire, M. Kalliani réussit à isoler les métaux : la seule difficulté est, dit-il, de bien déterminer l'intensité du courant électrique, qui doit varier avec la nature du métal à précipiter.

A ce point de vue, les données varient considérablement avec le bain électrolyseur, avec la batterie en jeu ou la machine dynamo-électrique, de sorte que la condition économique à résoudre, dans chaque cas, est engagée sous des termes nombreux et fort variables.

179. Nous croyons que le lecteur pourra se mettre, par les exemples qui suivent, au courant du point précis où en est aujourd'hui l'électrolyse métallurgique officielle : celle-ci n'a réellement pris base que depuis que les machines électro-dynamiques de Gramme ont enfin mis le prix de l'électricité bien au-dessous de celui des batteries : ce prix descendra probablement encore par suite de nouveaux perfectionnements et de simplifications que l'expérience suggérera peu à peu.

Le cuivre fourni par les machines dynamo-électriques est d'ailleurs de la plus grande pureté.

Les machines les plus en vogue sont : en première ligne, celles de notre compatriote Gramme, le créateur ; puis, celle de Siemens, Schuckert, Wilde, Hefner, Altenek-Watson, etc.

La machine Wilde fournit 1<sup>kg</sup>,5 de cuivre raffiné par jour dans l'usine de M. Elkington, dont nous indiquerons tout à l'heure le procédé.

La machine Schuckert fournit un tiers de kilogramme de cuivre par heure dans les meilleures conditions : celles de Hefner et Altenek : 200 grammes.

A la Nord Deutsche Raffinerie de Hambourg, usine de M. Wohlwill, les machines de Gramme fonctionnant sur 50 cuves, précipitent 240 kilogrammes par jour, ce qui correspond à 10 kilogrammes de cuivre par cheval-vapeur et par heure : le cuivre ne tient pas 5 pour 100 d'impuretés.

Les trois machines Siemens d'Ockerhütte ne donnent chacune d'elles que 1 kilogramme de cuivre par cheval et par heure,

Au Hartz, on divise la liqueur de sulfate de cuivre à traiter, très faible en teneur, en autant de cuves de dépôt qu'il y a de chevaux-vapeur disponibles dans la machine motrice. Chaque électrode présente une surface de 50 mètres carrés.

La machine américaine Watson, de la force de 12 chevaux, précipite, d'après les assertions de son auteur, 11 kilogrammes de cuivre par heure et par cheval et son prix ne serait que de 1000 francs.

Le lecteur comprendra que nous devons nous abstenir de rien préjuger sur toutes ces questions en pleine élaboration et progrès rapide :

« Les procédés électro-chimiques, dit M. Grüner, semblent en voie de transformation ; en tout cas, personne ne saurait encore dire ce que l'électricité nous réserve, dans un avenir prochain, dans le domaine de la métallurgie » Nous croyons que c'est sur cette réflexion qu'il convient de clore ce paragraphe.

## § II. PROCÉDÉS DIVERS : ELKINGTON, COBLEY, KEITH, RÖESING, BLAS ET MIEST, ETC.

180. Nous nous contenterons donc de donner ici les quelques indications que nous avons pu recueillir sur divers procédés électrolytiques. Les procédés jouissant d'une réputation assez grande sont ceux pratiqués chez M. Wohlwill, dans l'affinerie Nord Deutsche de Hambourg; à l'usine d'Ocker, au Hartz; dans celle d'Elkington, à Pembrey; dans celle de M. André, à Ehrenbreitstein; dans celle de Russian Cooper Company, à Swansea et dans l'Oural. Lors de la dernière exposition d'électricité, à Paris, de magnifiques plaques de cuivre précipité par voie électrique, provenant de l'usine d'Ocker, attiraient l'attention générale des métallurgistes.

181. A. *Procédé Elkington.*

M. Elkington, à Pimbrey, constituait son bassin de dépôt de cuivre métallique à l'aide d'une caisse doublée de plomb, de la façon suivante :

Au pôle positif :	Au pôle négatif :
le cuivre noir à traiter	une feuille de cuivre pur.

Le tout baignait dans du sulfate de cuivre acide.

Au pôle négatif se déposait, sous l'action d'une machine électro-magnétique de l'*Alliance*, du cuivre pur et des résidus boneux d'or, argent, antimoine, arsenic. Le cuivre était refondu, laminé et converti en lingots : il présentait l'aspect roché et des végétations ou soufflures de forme arrondie. Nous avons déjà dit que la machine électro-dynamique Wilde, qui la remplace aujourd'hui, dépose 11,5 de cuivre raffiné par jour. Nous avons tout lieu de croire que ce procédé est suivi à Hambourg et à Ocker avec de très légères modifications, tenues secrètes.

182. B. *Procédé Cobley.*

Par ce système, on traite des pyrites à 54,6 pour 100 de cuivre et 50,5 p. 100 de fer : la présence du fer oppose une véritable difficulté à une rapide extraction du cuivre; quand le fer est abondant dans la liqueur électrolytique, la moitié du courant électrique est détournée sur la dissolution ferreuse, avec dégagement d'hydrogène, qui produit la polarisation. Par suite il y a une dépense de force électrique inutile, en même temps que le bain, en se chargeant de fer, s'inutilise et complique les réactions du traitement ultérieur du cuivre. C'est du reste aussi l'inconvénient du procédé Blas et Miest, lorsqu'il s'exerce sur des minerais riches en fer. Les dissolutions acides sont neutralisées rapidement; lorsque l'acide sulfurique devient libre, l'hydrogène dégagé le réduit partiellement à l'état de gaz acide sulfhydrique (HS), et alors très fréquemment le cuivre précipité au cathode se sulfure facilement.

Par l'ammoniaque qui rend la liqueur basique, on peut éviter le fer au cathode : outre que la dépense augmente du fait de ce réactif, le précipité de cuivre n'est plus compact; il devient spongieux et même pulvérulent, à cause de la présence du gaz polarisant.

Les dissolutions cuivreuses chlorurées (dans le sel marin, par exemple) donnent

lieu à l'isolement de la soude, qui se précipite avec le fer et le cuivre, ce qui ne laisse pas que d'être un autre inconvénient; mais, si l'on refond, on a du bon cuivre.

M. Cobley préfère l'emploi de l'acide sulfurique comme liqueur électrolytique et, à cet effet, pratique un grillage soigné du minerai, en calcinant suffisamment le fer, pour qu'il ne se dissolve point dans l'acide sulfurique faible : on se débarrasse de cette façon d'une notable portion de fer, mais alors la solution cuivreuse laisse toujours du cuivre perdu qui n'est plus déposé.

Pour que la réaction voltaïque se fasse couramment bien, d'après l'auteur, la solution cuivreuse doit contenir 18 pour 100 de métal et 1 pour 100 en volume d'acide sulfurique libre; l'intensité du courant doit être telle qu'il se dépose 0<sup>mar</sup>,4 de cuivre par centimètre carré et par minute : si l'on dépasse cette intensité, le travail n'est plus normal.

Le précipité métallique est toujours plus fort à la partie inférieure du cathode; il faut donc retourner celui-ci de temps en temps, pour que la répartition métallique soit égale.

Pour les philippsites (16,6 de fer et 55,6 de cuivre), il faut les mêmes soins; pour les fahlerz, il faut un grillage très soigné; pour les minerais oxydés, la réaction est plus facile.

#### 185. C. Procédé Keith.

M. Keith, qui a inventé également un procédé électrique pour la désargentation des plombs (Voir *Désargentation des plombs argentifères*, art. 576 et suivants, *Encyclopédie chimique*), a proposé le système suivant pour les cuivres :

On dispose dans une cuve la solution de cuivre et on place au centre un vase poreux contenant des cristaux de sulfate de fer, enveloppant une plaque de tôle de fer. Cette dernière est reliée par un fil à une feuille de cuivre placée dans le bain et sur laquelle le cuivre se dépose. Cette sorte de pile est évidemment inférieure comme rendement à la machine électro-dynamique qui, d'après les indications de l'auteur, lui a été substituée et fournissait par 24 heures 569 kilogrammes de cuivre.

#### 184. D. Procédé Røsing<sup>1</sup>.

Au Japon, à Innaï, M. Bernard Røsing a employé l'électricité pour le traitement des cuivres de cette localité. Déjà M. Bisvend, ayant renoncé au procédé de la chloration (Procédé d'Angustin, voir *Métallurgie de l'Argent*), avait fait quelques tentatives dans cette nouvelle voie, tout en conservant la dissolution chlorurée; elles paraissent avoir été couronnées récemment de succès, grâce aux modifications qui ont été apportées à la méthode par M. Røsing. La grande difficulté consistait en ce que les cathodes étaient rapidement attaquées par le chlore dégagé dans la réaction. Un cathode de platine, pour plonger sur 1 mètre de profondeur dans le bain, doit peser au moins 70 kilogrammes, et ne présenterait qu'une surface faible et minima de 10 centimètres carrés; ni l'argent, ni l'or, ni le mercure ne peuvent d'ailleurs résister au chlore et remplacer le platine.

Voici comment M. Røsing est arrivé à éviter un cathode aussi dispendieux.

Dans un réservoir B (voir fig. 71), on place le minerai cuivreux G, avec une dis-

<sup>1</sup> *Berg und Hüttenm. Zeitung*, 1885, n. 47.

solution de sel marin contenant une petite quantité d'un chlorure décomposable facilement sous l'action du courant électrique, en métal et en chlore : du chlorure d'argent, par exemple, si le minéral est argentifère <sup>1</sup>. Ce réservoir communique avec un réservoir semblable A, au moyen d'un tube recourbé en U, qui plonge au-dessous du niveau des deux bains et dont les orifices C et E sont bouchés par une étoison en toile, afin que les tuyaux ne s'obstruent point par les dépôts solides ; dans le vase A se trouve une plaque de cuivre, comme anode. Lorsque le minéral d'une part et la plaque de cuivre d'autre part sont attachés aux deux fils de platine qui correspondent à la source électrique et que cette dernière agit, le chlore du chlorure est décomposé et attaque la pyrite de cuivre.

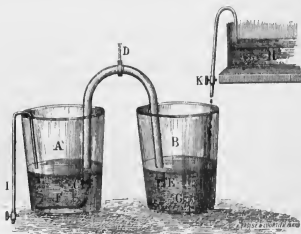


Fig. 71.

On obtient ainsi de l'acide chlorhydrique libre, du bichlorure de cuivre, du chlorure de fer, du sulfure de cuivre et du sulfate de fer ; les sulfates, tant qu'il y a du chlorure de sodium présent, fournissent du chlorure de cuivre et du chlorure de fer, en donnant lieu à la formation définitive de sulfate de soude, qu'il s'agit alors d'écouler en quantité proportionnelle à la disparition du sel marin, tout en renouvelant le dernier. A cet effet, le réservoir supérieur H, contenant la dissolution de sel marin, communique avec le vase B, à l'aide d'un siphon, à robinet K, qui permet de régler l'arrivée d'eau salée sur le sulfate de soude écoulé du réservoir A, dont d'ailleurs la sortie au dehors, à l'état de résidu, est également réglée par le robinet d'un siphon I.

Les réactions cessent d'avoir lieu, aussitôt que le chlorure de sodium fait défaut ; les liqueurs de l'anode prennent alors la coloration jaune du bichlorure de cuivre et la prédominance du sulfate de fer basique devient manifeste, à l'aide d'un simple essai de la liqueur.

1. Le chlorure de sodium seul suffit au besoin.

185. E. *Procédé Blas et Miest.*

La description que nous allons donner du procédé Blas et Miest, applicable à plusieurs métaux, autres que le cuivre et qui a l'avantage de faire, en même temps que l'extraction du métal, celle du soufre qui l'accompagne, nous paraît résumer les progrès les plus récents de l'application de l'électricité en matière métallurgique, et spécialement en ce qui concerne les minerais cuivreux.

Voici comme s'expriment les inventeurs dont nous conservons les paroles textuelles <sup>1</sup> :

186. « La méthode comprend deux opérations distinctes : 1° l'agglomération du minerai en plaques ; 2° la décomposition de ces plaques, sous l'action du courant galvanique, en les établissant comme anodes dans des bassins appropriés.

187. A. « **Agglomération.** — Cette opération peut se faire d'une manière analogue à celle en usage dans les divers procédés de fabrication de briquettes ou agglomérés de charbon. Nous croyons préférable et plus économique de la faire dans des moules fermés, chauffés à feu nu. Le minerai est d'abord pressé dans les moules ; ceux-ci sont munis d'un couvercle, pour préserver le minerai du contact des flammes ; on peut, au besoin, ne presser qu'après la sortie du minerai du four. La température est de 500° à 600° ; elle varie d'ailleurs avec la pression, qui doit atteindre quarante atmosphères.

« Les dimensions des plaques varient également suivant la nature et la conductibilité des minerais. Plus le minerai est mauvais conducteur, plus elles doivent être épaisses. L'agglomération a pour but : 1° de faire des matières à traiter une masse compacte, dont on puisse mesurer la résistance électrique, et 2° d'augmenter leur conductibilité, car on sait que les corps divisés ne conduisent presque pas l'électricité. Si l'on employait, comme on le pratique généralement, le minerai en grains, dans des sacs placés aux anodes, on ne connaîtrait pas facilement la résistance de l'anode ainsi constitué : or, ceci est un point tout à fait essentiel, lorsqu'on produit l'électricité au moyen de machines dynamo-électriques. Dans ces machines, le maximum de travail utilisable a lieu quand la résistance extérieure est égale à la résistance de la machine elle-même. Il faut donc connaître cette résistance extérieure. En faisant servir le minerai lui-même d'anode, on évite en outre de le griller et de le dissoudre : cette manière d'opérer est du reste la seule qui corresponde au minimum de la force de courant nécessaire à la précipitation des métaux.

188. B. « **Précipitation.** — Les bains employés sont des solutions de sels métalliques appropriés à la nature des minerais. L'acide du sel doit pouvoir attaquer les sulfures naturels et dissoudre le métal du minerai. Par exemple, pour les minerais de cuivre, le bain sera du sulfate, du nitrate ou du chlorure de cuivre ; pour les minerais de plomb, la galène par exemple, le bain sera une solution de nitrate de plomb, etc.

1. Cette description est extraite d'un Mémoire original signé par M. Blas, professeur de métallurgie à l'Ecole des Mines de Louvain, et M. E. Miest, ingénieur à Monceau (Bièvre, 14 fév. 1882). Ces messieurs auraient, paraît-il, à se plaindre de descriptions inexactes publiées jusqu'à présent. Celle que nous présentons est copiée sur un original signé de la main des inventeurs. Nous recommandons à ce propos la publication très remarquable de M. C. Blas, intitulée « Application de l'électrolyse à l'analyse chimique » (Peters, édit., Louvain).

« Pour les minerais mixtes, on choisira le bain d'après la composition des différents métaux : on pourra même de cette façon conduire l'opération de manière à laisser un ou plusieurs des métaux en solution et les réserver ainsi pour un traitement isolé ou spécial ultérieur, de même nature ou autre.

« Les faits sur lesquels repose la méthode sont les suivants : Si nous prenons pour exemple le plomb, et que nous supposons un bain de nitrate de plomb, l'anode sera constitué par de la galène et on prendra pour cathode une lame d'un métal insoluble dans le nitrate de plomb. Le courant galvanique décompose le sel ; le métal se précipite sur le cathode, l'acide se porte à l'anode, où il rencontrera la galène et la dissoudra, en régénérant le nitrate de plomb et laissant un dépôt de soufre (sur l'anode). Cette réaction se produit sans aucun dégagement gazeux.

« On retire de la sorte le soufre des résidus. Ce métal est à peu près perdu jusqu'à ce jour dans les autres traitements métallurgiques<sup>1</sup>.

« L'acide du sel, se régénérant constamment, sert indéfiniment, ce qui n'a pas lieu lorsqu'on use d'acides pour bains. Avec les minerais à gangues peu solubles, il n'y a d'autres pertes en acide que celles mécaniques qui résultent de toute manipulation industrielle.

189. C. « **Action des gangues.** — Les gangues insolubles ont pour effet de diminuer la conductibilité. Parmi les gangues solubles, il en est une fort gênante : c'est la pyrite de fer. Le fer se dissout, se transforme en sel au maximum, et pourrait précipiter de l'oxyde ferrique au cathode, si on ne l'évitait, en établissant une circulation continue du bain, qu'on fait passer, lorsqu'il contient assez de fer, sur du minerai brut. En chauffant légèrement, le fer se précipite partiellement à l'état de peroxyde, tandis que les autres métaux, cuivre, zinc, plomb, etc., se dissolvent. Le fer resté en solution est ramené de la sorte à l'état de sel au minimum : il s'oxyde de nouveau par le courant et, les mêmes phénomènes se reproduisant, on purge la liqueur fréquemment, comme il vient d'être dit.

190. D. « **Extraction du soufre.** — Le soufre et les gangues insolubles restent sur l'anode, d'où on les enlève de temps en temps, parce que leur dépôt gênerait la transmission du courant, en occasionnant des phénomènes de polarisation. Ces résidus sulfureux sont ensuite lavés et séchés. On les distille, s'ils sont très riches en soufre, ou bien encore on les traite par le sulfure de carbone, opération qui avec des appareils convenables donne un soufre très pur et sans grande perte.

191. E. « **Extraction des métaux.** — Les métaux déposés au cathode sont traités et affinés ultérieurement. Quand il n'y a qu'un métal présent, il ne renferme guère d'impuretés. On peut extraire tous ceux qui sont restés en solution, en modifiant le sel ainsi qu'il a été dit. Quant au zinc, nous avons remarqué qu'il ne peut encore être extrait économiquement, en l'état actuel de nos connaissances. On se contente d'évaporer la solution zingueuse à sec et on calcine : le résidu sera de l'oxyde ou même du blanc de zinc, suivant la nature du sel.

1. L'application du soufre des grillages à la fabrication de l'acide sulfurique en utilise cependant, comme nous l'avons vu plus haut, la presque totalité, là où les fabriques de produits chimiques sont voisines de l'usine à cuivre. Une partie également est recueillie à l'état de soufre brut : il est incontestable toutefois qu'il y a plus d'avantage à le recueillir à l'état de soufre raffiné presque intégralement, qu'à le convertir en acide sulfurique. (N. de l'auteur.)



192. F. « **Force motrice.** — La force motrice nécessaire est réduite à son minimum, dans ce système, parce que : 1° il n'y a point polarisation par dégagement gazeux sur les électrodes; 2° le seul travail exigé est la décomposition des sulfures, puisque le bain est constamment régénéré.

« Les procédés électrolytiques employés jusqu'à présent usent d'anodes insolubles et obtiennent nécessairement des dégagements de gaz; de plus le travail, dépensé par la décomposition du bain, travail bien supérieur à celui qui est nécessaire pour la décomposition des sulfures, n'est pas régénéré.

« Ainsi pour le cuivre, la chaleur de formation du sulfure ( $\text{CuS}$ ) étant de 48 266 calories et celle du sulfate ( $\text{SO}_4\text{CuO}$ ) étant de 55 960, le travail de décomposition sera, dans le procédé dont il s'agit, à peu près trois fois moindre que dans ceux qui usent d'anodes insolubles. D'après ce qui précède, si l'on admet un rendement en travail de 50 pour 100 de la machine électro-dynamique, la force de la machine motrice nécessaire pour la précipitation de 1 kilogramme de métal à l'heure, sera :

Pour le cuivre, de 1,5 chevaux-vapeur,	
— plomb,	0,5 —
— zinc,	3,5 —

« Ces chiffres sont des maximums.

193. G. « **Frais d'installation.** — Il faut une presse hydraulique ou accumulateur, un petit four pour la fabrication des plaques et un concasseur; comme force motrice, une machine à vapeur ou, si l'on a une force hydraulique à sa disposition, une turbine; des machines électro-dynamiques; des cuves de précipitation en bois goudronné. Pour le nombre des caisses, on calcule 50 mètres carrés de surface d'électrode par force de cheval, ou plus encore, si la place ne fait pas défaut. Les plaques constituant les électrodes sont espacées entre elles de 5 à 6 centimètres au plus.

194. H. « **Avantages du procédé.** — « 1° Il permet l'extraction du soufre des minerais, sans grillage ni dissolution préalable du minerai.

« 2° Il réalise l'extraction de tous les métaux contenus dans le minerai, avec le minimum de travail mécanique.

« 3° Appliqué aux minerais mixtes, il permet la séparation facile des métaux complexes, dont le traitement métallurgique est aujourd'hui si difficile.

« 4° Il n'y a d'autre perte d'acide que celle qui a lieu en général partout, mécaniquement ou par écoulements accidentels.

« 5° Appliqué aux minerais de cuivre, il présente l'avantage de ne pas occasionner de dépense de fer comme réactif précipitant, ainsi que cela a lieu dans les procédés par voie humide ordinaire; le métal produit est pur, avantage réel, — lorsqu'il y a de l'arsenic présent dans le minerai. Dans ce cas, le bain employé est du sulfate de cuivre et les anodes sont formés du minerai le plus pauvre possible en fer.

« 195. J. **Prix de revient.** — Pour 400 tonnes de minerai de cuivre à traiter par mois, soit 16 tonnes par jour, à une teneur moyenne de 10 %, par exemple, il faut déposer  $\frac{1600}{24} = 66$  kilogrammes de cuivre à l'heure; la force motrice serait, dans

ce cas, de 1,5 chevaux-vapeur, soit :  $5 \times 66 = 100$  chevaux-vapeur environ et la production de cuivre serait de 1<sup>h</sup>,50 à 1<sup>h</sup>,60 par jour.

« Outre cette machine de 100 chevaux (à vapeur ou hydraulique), il faut 100 cuves de précipitation de 3 mètres de long sur 1<sup>m</sup>,50 de large et 1 mètre ou 1<sup>m</sup>,50 de profondeur; 10 machines dynamo-électriques de 10 chevaux. Elles coûteraient ensemble environ 70 000 francs, au prix actuel : il faut s'attendre à ce que ces machines diminuent de valeur, à mesure que les méthodes électrolytiques et d'autres applications industrielles deviendront plus nombreuses et plus générales, la concurrence des constructeurs aidant.

« Dans le cas d'un moteur hydraulique, l'installation coûterait 90 000 francs environ; ce qui, au taux de 10 % d'intérêt et 10 années d'amortissement, donnerait comme frais généraux fixes : 0,0575 francs par kilogramme de cuivre produit ou 57 fr. 50 par tonne (α). »

196. Quelques objections assez sérieuses, mais qu'on pourra faire disparaître sans doute, ont été faites à cette méthode.

Les gâteaux agglomérés, à mesure qu'ils se défont du soufre et du plomb, cuivre, zinc, tombent rapidement en poussière au fond du bain, près de l'anode, en se mêlant au soufre : il faut donc les retirer, avant leur chute dans le bain et agglomérer fréquemment à nouveau : cette dépense serait surtout considérable pour des minerais à peu de gangue, dont tous les métaux doivent disparaître dans l'attaque.

La dépense de l'agglomération pour 400 tonnes par mois, plus celle des retours d'opérations dont il vient d'être question, ne laisse pas que d'être assez dispendieuse, non pas tant comme consommation de force de compression (6 chevaux pour deux accumulateurs à 40 atmosphères de pression), mais plutôt comme dépense de charbon (il faut produire de 400° à 600°). L'agglomération ou le frittage, sans un agglutinant (brai, goudron, etc.) paraît, en tout cas, assez difficile à bien réussir, surtout pour certains minerais sulfureux qui, à cette température, éprouveraient certainement une transformation partielle dans sa composition chimique.

197. **Coût.** — Si nous calculons le prix de revient du traitement électrolytique sur les bases de MM. Blas et Miest, pour du minerai de cuivre à 10 pour 100 et en prenant du charbon à 25 francs la tonne, le coût de cette opération d'agglomération, sans compter le combustible dépensé pour force motrice, ne peut se calculer à moins de 55 francs<sup>1</sup> par jour, soit pour 0<sup>h</sup>,600 de cuivre pur produit; ce qui met le prix de cette manutention à 0<sup>fr</sup>,0545 par kilogramme de cuivre et par tonne à 54<sup>fr</sup>,50 (β).

En admettant une consommation de combustible de 0<sup>h</sup>,90 à 1<sup>h</sup>,20, par force de cheval et par heure, — ce qui est le chiffre minimum des machines système Corliss, pour la force de 120 chevaux — et, en admettant en moyenne 1 kilogramme, la dépense par journée de 24 heures serait de :  $24 \times 1 \times 120 = 2,88$  à 3 tonnes de charbon par jour, pour la force motrice de 120 chevaux. Cette dépense serait bien réduite évidemment, dans le cas d'une force hydraulique équivalente disponible.

1. Charbon.	400 kilogrammes à 25 francs la tonne par 24 heures.	10,00
Main-d'œuvre.	8 ouvriers pour les accumulateurs et le four, poste de jour et de nuit, à 5 francs . . . . .	40,00
Divers . . . . .		5,00

Fr. 55,00 par 24 heures.

Le service des machines peut donc s'estimer comme suit, avec du charbon à 25 francs la tonne :

Combustible : 3 tonnes houille à 25 francs la tonne . . . .	75 <sup>fr</sup> ,00
Main-d'œuvre : 2 chauffeurs et 2 mécaniciens (jour et nuit), à 5 francs. . . . .	20 ,00
Divers : Huile, étoupes, etc. . . . .	5 ,00
	<hr/> 100 <sup>fr</sup> ,00

Soit  $\frac{100}{120 \times 24} = 0^{\text{fr}},0547$  par heure et par cheval ; et pour 1 kilogramme de cuivre précipité par heure :  $1,5^{\text{cheval}} \times 0^{\text{fr}},0547 = 0^{\text{fr}},5205$ , soit par tonne de cuivre à 52<sup>fr</sup>,05 (γ).

Les travaux de l'électrolyse seule exigent au minimum les consommations suivantes :

Surveillants de 10 machines Gramme ou autres, vidange des bains, moutures, etc., par jour : 20 <sup>fr</sup> à 4 <sup>fr</sup> ,50 . . . . .	90
Réactifs des bains (chlorure ou sulfate de cuivre), etc. . . . .	10
	<hr/> 100 francs pour 1 <sup>fr</sup> ,60

de cuivre, soit pour 1 kilogramme : 0<sup>fr</sup>,0625 et par tonne de cuivre 62<sup>fr</sup>,50 (δ).

En réunissant les quatre sommes ci-dessus, constituant l'ensemble des frais, savoir :

Frais d'amortissement, etc. . . . .	37 <sup>fr</sup> ,50 (α)
Agglomération du minerai : . . . . .	34 ,50 (β)
Force motrice pour l'électrolyse, etc. : . . . . .	52 ,50 (γ)
Électrolyse, etc. : . . . . .	62 ,50 (δ)
	<hr/>
Il vient. . . . .	186 <sup>fr</sup> ,80.

Il faut ajouter à cette somme le prix du minerai et la perte en cuivre.

Il y aura par contre à déduire le prix du soufre et la valeur du *purple ore*. En admettant, comme dans les précédents calculs du coût, pour le cuivre une valeur de 66 livres sterling, soit 1666 francs, il resterait un bénéfice variable, que l'on peut estimer à 1666 — 1457 = 185 fr. par tonne, le minerai étant supposé à 10 % et l'unité à 10 shillings ou 12<sup>fr</sup>,50<sup>1</sup>.

Si l'on ramène le minerai à une teneur de cuivre de 4 pour 100, au lieu de 10, pour rendre comparable aux divers procédés précédemment étudiés de la voie humide celui qui nous occupe, la dépense en force motrice diminuera ; mais le personnel restera le même pour traiter les 400 tonnes de minerai par mois ; les frais descendront du fait du minerai acheté ; mais il en faudra de 50 à 70 tonnes pour obtenir une tonne de cuivre pur.

Dans les **Notes finales**, nous essayerons de faire une comparaison financière des divers procédés examinés, y compris celui-ci, à titre de méthode d'application et de renseignement seulement.

Nous terminerons ce chapitre par cette réflexion : Évidemment l'avenir actuel du cuivre, s'il doit y avoir progrès dans cette partie de la métallurgie, ce qui ne saurait être mis en doute, est en ce moment dans l'appareil Bessemer et dans l'électrolyse ; peut-être dans les deux méthodes combinées, en comprenant sous le nom générique d'électrolyse les procédés voltaïques au fer, zinc, etc.

1.	Valeur du minerai, à 12 <sup>fr</sup> ,50 l'unité. . . . .	1250 <sup>fr</sup>
	Frais de traitement par tonne de cuivre . . . . .	186,80
		<hr/> 1436,80

En chiffres ronds 1457 fr.



## DEUXIÈME PARTIE

### CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES

---

198. Nous diviserons la deuxième partie en deux chapitres, savoir :

CHAPITRE 1<sup>er</sup>. — *Essais et Analyses chimiques en usage dans les usines à cuivre.*

CHAPITRE II. — *Prises d'essai. — Marchés du cuivre. — Variations de prix.*

---

### CHAPITRE PREMIER.

- § I. Essais par voie sèche et par voie humide.
- § II. Analyses chimiques en usage dans les usines à cuivre.
- § III. Chalumeau.
- § IV. Analyse spectrale.

199. Nous nous bornerons à indiquer brièvement les méthodes d'essai et d'analyse au point de vue industriel, tant pour les minerais de cuivre, que pour les alliages de ce métal, telles qu'elles sont pratiquées dans les usines et le commerce : le lecteur trouvera d'ailleurs dans l'Encyclopédie chimique et les Traités spéciaux, surtout dans la Docimasia de M. Rivot, des détails complets sur la matière.

Ceux que nous donnons relatifs au chalumeau et à l'analyse spectrale sont presque tous empruntés à la métallurgie de la Désargentation des plombs argentifères. Dans le *cuivre et ses composés* de M. Rousseau, page 120 et suivantes, se trouvent nettement spécifiés les caractères des sels de cuivre et les réactions des composés du cuivre y comprises celles du chalumeau, sur lesquelles repose l'analyse des produits cuivreux.

§ I. ESSAIS POUR CUIVRE EN USAGE DANS LES USINES A CUIVRE <sup>1</sup>.

200. Dans les usines à cuivre, les matières sont essayées par les procédés de la voie sèche et de la voie humide. Les plus usités, parmi ceux de la voie sèche, sont : 1° la *méthode galloise*, 2° la *méthode allemande* et 3° la *scorification à la potasse ou à la soude caustique*.

Parmi les procédés par voie humide, 1° la *méthode au cyanure de potassium* de M. Parkes, 2° le *dosage par une dissolution d'hyposulfite de soude* de M. Brown, 3° celle qui emploie les teintes de bleu aminoniacal ou *procédé colorimétrique* de M. Leplay, et enfin 4° la *méthode électrolytique*, sont les plus courants.

Nous allons les passer en revue le plus rapidement possible.

## I. ESSAIS PAR VOIE SÈCHE.

201. Le fourneau d'essai de Cornouailles, où l'industrie du cuivre remonte certainement à l'époque romaine, est fort analogue au fourneau à vent pour essais de plomb, représenté page 44 de la *Métallurgie de la Désargentation des plombs argentifères* et que nous reproduisons ci-après, figure 70 et 71. Les nombres placés sur les figures représentant les mêmes objets : 1/ siège des scorificatoires et coupelles; 2/ cendrier; 3/ barreaux mobiles de la grille; 4/ plaque en brique fermant l'orifice des fourneaux; 5/ registre.

On peut y faire à la fois la fonte au creuset, le grillage et l'affinage au scorificatoire et à la coupelle.

La figure 72 représente en perspective coupée le four à vent conrant pour essais de cuivre en Angleterre, France et Allemagne.

Les figures 73, représentent l'outillage pour essais.

La figure 74 la pince spéciale pour scorificatoires; la fig. 75, pour creusets de petites dimensions, la figure 76, pour creusets de fortes dimensions, avec double anneau pour empêcher l'écartement des branches, au moment de l'enlèvement hors feu.

Les figures 77 et 78 représentent les divers ringards et pique-feux.

La figure 79 représente les diverses espèces de creusets en terre réfractaire ou fer en usage pour essais de cuivre :

1, creuset allemand; — 2, creuset de Paris (Baufay); — 3, creuset de Hesse à 5 becs; — 4, couvercle, et 5, fromage, sur lequel on place ces vases dans le fourneau. Le creuset allemand (*tute*) prend, pour les minerais de cuivre, la forme indiquée figure 81 avec couvercle rond hermétique; le creuset de Cornouailles, celle indiquée, figure 80 (hauteur des 2 types : 0<sup>m</sup>,084 et 0<sup>m</sup>,060; diamètres en haut : 0<sup>m</sup>,080 et 0<sup>m</sup>,068).

1. Nous extrayons de la *Métallurgie du cuivre* du Dr Percy, traduction de MM. Petitgand et Ronna, de la *Docimase* de M. Rivot, de l'*Agenda du chimiste* et du *Probirbuch* de M. Bruno Karl, la plupart des données contenues dans ce paragraphe. Nous y avons ajouté quelques observations puisées dans notre propre pratique.

Les têts à griller en terre réfractaire sont représentés figure 82; la coupe d'un scorificateire, figure 81.

202. Les coupelles en os qui servent quelquefois au raffinage du cuivre (pour l'oxydation des impuretés), sont représentées figure 84.

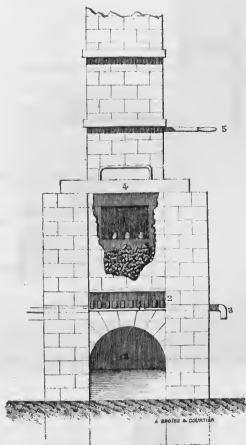


Fig. 70.

Les coupelles sont de petits godets ou de petites coupes (d'où leur vient leur nom) en os calcinés, présentant la forme cylindro-conique, terminée à la partie inférieure par une base horizontale plane et à la partie supérieure par une surface creuse conave : c'est dans cette partie évidée qu'on place le morceau de plomb avec le cuivre qu'il s'agit de *coupeller*, c'est-à-dire de séparer d'avec l'argent contenu.

On les fabrique dans les usines, en broyant sous la meule, des os d'animaux, calcinés préalablement dans un four analogue aux fours à chaux et séparés par un triage soigné des parties mal cuites, colorées en noir : ces incuits sont des fragments



Fig. 71.

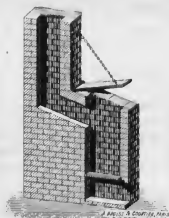


Fig. 72.





Fig. 73.

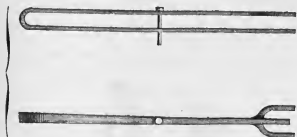


Fig. 74.



Fig. 75.



Fig. 76.



Fig. 77.

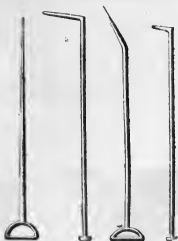


Fig. 78.

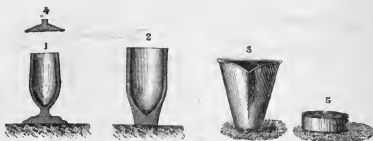


Fig. 79.



Fig. 80.

Fig. 81.



Fig. 82.



Fig. 83.



Fig. 84.



Fig. 85.

d'os dont la matière organique a été incomplètement détruite et demeure à l'état intermédiaire de charbon animal. Après avoir passé au tamis fin les os blancs calcinés et les avoir suffisamment humectés d'une dissolution (à 2 pour 100) de potasse, pour que la matière soit légèrement plastique, on les introduit dans un moule en cuivre, bronze ou fer, représenté figure 85.

203. Ce moule se compose de trois parties : 1) représente le corps, en forme de cylindre, évidé à l'intérieur ; 2) représente le pilon, dont la forme terminale convexe et bordée d'un filet saillant fera prendre à la coupelle la forme similaire inverse, c'est-à-dire concave, lorsqu'un coup de marteau, frappé sur la partie supérieure du pilon maintenu vertical, comprimera les molécules d'os dans le moule ; 3) est un petit disque mobile, à bord en biais, disposé de façon à ce qu'il s'arrête à la base du moule, dans lequel il pénètre par la partie inférieure ; dans cette position, il sert de siège mobile à la coupelle et la supporte tout entière ; ce disque entre

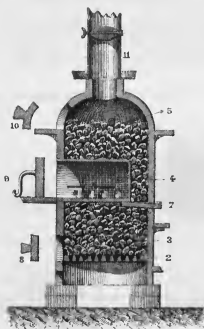


Fig. 86.

assez exactement et presque à frottement dans la cavité qui lui est réservée dans la base du cylindre.

Lorsque le coup qui doit mouler la coupelle d'un seul bloc a été frappé, on soulève le pilon et, en donnant de petites secousses avec sa tige supérieure au disque dont il vient d'être parlé et sur lequel la coupelle repose, cette dernière perdant son adhérence au moule peut être détachée aisément de bas en haut, pour prendre place sur une planchette en bois. On range les coupelles fabriquées successivement sur cette planchette, qui est ensuite portée au séchage, à l'air et au soleil, si cela est

possible, et finalement sur la petite balustrade dont il sera question ci-après et dans le moufle, à la température de coupellation.

Le fourneau ordinaire et mobile des chimistes (voir fig. 86) est construit en terre réfractaire, recouvert de bandes de tôle. Il est généralement composé de 11 pièces, savoir : 1) le cendrier; 2) la grille en fonte ou en fer; 3) le cylindre servant de foyer et muni de deux orilles pour le saisir; 4) le cylindre servant de laboratoire, dans lequel s'engage le moufle; 5) le dôme, se terminant en cylindre ou tuyau, et servant au chargement du combustible; 6) le moufle; 7) un prisme de terre réfractaire en forme de biseau, servant de support au moufle en sa partie postérieure; 8) la porte du cendrier; 9) celle du moufle; 10) celle du combustible, et 11) un tuyau en tôle de fer, garni d'une clef de réglage pour le tirage, ainsi que d'une petite balustrade à la base, sur laquelle on place les coupelles pour les sécher, avant leur mise au four.

La figure 86 représente ce type de fourneau, dont les dimensions varient suivant la grandeur du moufle et le nombre de coupelles que l'on veut mettre au four en même temps.

Dans une usine à cuivre ce four n'est allumé que pour les essais courants de raffinage au scorificateur et au *sherben* (204), ainsi que pour les coupellations pour argent des cuivres ou matières cuivreuses argentifères.

204. Le moufle est une petite voûte en terre réfractaire, formé par un demi-



Fig. 87.



Fig. 88.



Fig. 89.



Fig. 90.



Fig. 91.



Fig. 92.

cylindre, appuyé sur une partie plane, ainsi que le représente la figure 87, et fer-

mée par un bout. Le moufle présente sur ses côtés deux ou plusieurs ouvertures, sous formes de rainures ou de trous, percées à environ deux centimètres du plan horizontal sur lequel on place les coupelles, et il est disposé de façon à affleurer d'une part l'orifice du fourneau semi-cylindrique ménagé dans ce but et à reposer d'autre part, par son extrémité fermée, sur le taquet en biseau 7). Un lut argileux le maintient par ses deux extrémités. (Voir, pour plus de détails, Désargement des plombs, *Encyclopédie chimique*, pages 41 et suivantes).

La figure 88 représente l'écope ou cuiller destinée au lavage, au séchage du minerai, et avec laquelle on verse au besoin les flux dans le ercuset porté à l'incandescence dans le fourneau; les figures 89, 90 et 91 représentent les petites lingotières en fer pour couler et isoler les essais.

Dans la méthode allemande, les têts à griller et les scorificatoires sont remplacés généralement par des morceaux de creusets coupés en deux et qui forment une espèce de coquille (*sherben*), figure 92.

205. On emploie souvent, dans la méthode allemande surtout, pour achever l'oxydation des matières étrangères du cuivre : l'antimoine, le plomb, la litharge (oxyde de plomb), plus rarement l'arsenie, et quelquefois le fer en limaille : c'est alors le four à coupelle qui est employé et la matière est reçue dans un scorificatoire, *sherben*, et coupelle en os.

206. Aussi bien dans la méthode galloise que dans la méthode allemande, les flux, c'est-à-dire les réactifs pour obtenir la liquidité des matières à essayer, les plus ordinairement employés, sont : le borax ; le verre ; la chaux (marbre ou craie calcinés) ; le fluat de chaux ou spath fluor (qui doit être très pur et sans pyrite, comme celui qui est en usage dans les usines anglaises et qui provient du Derbyshire) ; le carbonate de chaux ; le tartre (bitartrate de potasse) ; le charbon de bois en poudre ; le soufre ; les pyrites de fer (exemptes de cuivre), ou en leur place le sulfure de fer artificiel ; le flux blanc (nitre, 5 parties ; crème de tartre ; 2 parties et sel marin ; 1 partie) et le flux noir (2 à 2 1/2 crème de tartre ; 1 de nitre et quelquefois, en place de nitre, 5 de carbonate de potasse).

#### 207. A. Méthode Galloise.

Dans la méthode galloise, on concentre le cuivre dans une matte, ce qui constitue la première opération. La deuxième consiste dans le grillage de cette matte ; la troisième, dans la fonte pour cuivre noir ; et la quatrième, dans le raffinage du cuivre noir (transformation du cuivre impur en cuivre rosette).

Toutes ces manipulations ont besoin d'être faites très exactement et avec le plus grand soin, si les essais faits par divers opérateurs doivent être tout à fait concordants, ce qui est, il faut l'avouer, fort rare.

208. *a. Fonte pour matte.* — Dans cette opération, on fait un premier grillage, au besoin avec du nitre, pour éliminer la plus grande partie du soufre, de manière à n'en laisser que ce qui est nécessaire : 1° pour sulfurer le cuivre et une partie du fer et 2° pour oxyder le fer inutile. Les deux sulfures de fer et de cuivre réunis constituent une matte très fusible. Le fer oxydé passe à l'état de silicate ou de borosilicate.

On opère généralement sur 40 grammes de matières. Si le minerai est gris, c'est-à-dire ne donne point d'apparence de pyrites jaunes brillantes de fer ou de cuivre, il faut pour obtenir la matte ajouter de la pyrite ou du sulfure de fer artificiel. Avec 100 grammes de pyrites et 75 grammes de nitre, on réussit généralement.

209.  $\beta$ . *Grillage de la matte*. — La matte est broyée et grillée; le seul soin qu'il faut avoir, en chassant l'acide sulfureux du soufre, c'est d'éviter l'agglomération et le frittage de la matière.

210.  $\gamma$ . *Fonte pour cuivre noir*. — On emploie divers flux; les principaux sont les deux suivants, a) et b) :

a)	Carbonate de soude : depuis 5 <sup>er</sup> ,240 à 9 <sup>er</sup> ,720		
	Tartre :	3 ,240 à	9 ,720
	Borax :	1 ,296 à	1 ,944
b)	Tartre :	de 5 ,240 à	12 ,960
	Nitre :	0 ,648 à	5 ,240
	Borax :	1 ,296 à	1 ,944

Dans les deux flux, le borax reste constant.

L'unité de poids en usage dans les laboratoires des essayeurs du pays de Galles est le cent : 100 cents = 25<sup>er</sup>,81<sup>4</sup>.

Les proportions de flux employées sont les suivantes :

Pour 10 pour 100 de teneur en cuivre, il faut : 25<sup>er</sup>,81 = 100 cents de flux.

De 10 pour 100 à 50 pour 100 : 12 ,96 = 50 cents

Au delà de 50 pour 100 : 6 ,48 = 25 cents.

On use souvent pour flux le mélange suivant :

Borax :	de 9 <sup>er</sup> ,7 à	12 <sup>er</sup> ,96
Verre :	de 9 <sup>er</sup> ,7	12 ,96
Chaux :		12 ,96
Florure de calcium :		12 ,96

1. Voici un tableau de conversion de cents en grains anglais et en poids français :

CENTS	GRAINS	GRAMMES	CENTS	GRAINS	GRAMMES	CENTS	GRAINS	GRAMMES	FRACTIONS de CENTS
1	4	0,259	10	46	2,59	1	4	0,259	16
2	8	0,518	20	80	5,186	$\frac{3}{4}$	5	0,194	12
3	12	0,777	25	100	6,480	$\frac{1}{2}$	2	0,129	8
4	16	1,036	50	200	12,96	$\frac{1}{4}$	1	0,064	4
5	20	1,295	100	400	25,92	$\frac{1}{8}$	$\frac{1}{2}$	0,032	2
6	24	1,554				$\frac{1}{16}$	$\frac{1}{4}$	0,016	1
7	28	1,813				$\frac{3}{32}$	$\frac{1}{8}$	0,008	0,50
8	32	2,072				$\frac{1}{64}$	$\frac{1}{16}$	0,004	0,25
9	36	2,331							
10	40	2,590							

L'effervescence produite par le borax et le carbonate de soude terminée (environ 15 minutes), on coule la matière qui donne lieu à un bouton de cuivre noir et à une scorie vitreuse fragile et noirâtre.

Il faut refondre cette scorie, après l'avoir grenillée dans l'eau ; le flux que l'on emploie pour cette opération de refonte se compose de :

Carbonate de soude :	5 <sup>re</sup> ,240
Tartre :	de 5 <sup>re</sup> ,240 à 6 ,480
Charbon de bois :	de 0 ,324 à 0 ,648

211. 3. *Raffinage du cuivre.* — Le bouton principal et la petite grenaille de la refonte des scories sont placés ensemble dans un creuset, avec le flux d'affinage dont une partie est jetée après coup sur le bain métallique, à l'aide de l'écope ou cuiller ; l'opération est terminée, lorsque le cuivre se présente à l'état brillant, de telle sorte qu'on puisse y refléter nettement l'image de la pointe du ringard. On obtient le cuivre coulé dans la lingotière, accompagné d'une scorie grise, couleur de chair, légèrement rose. Lorsqu'elle est bleu verdâtre ou rouge foncé, on a dépassé le point du raffinage et la scorie retient trop d'oxydure de cuivre ; le cuivre se revêt également dans ce cas d'une pellicule ridée rouge cramoisi : il faut alors revenir en arrière, avec un peu de charbon, pour réduire le cuivre oxydé.

Le flux employé pour ce raffinage est le sel marin.

Lorsque le cuivre tient de l'antimoine, on l'élimine par une addition de plomb : il faut toutefois être bien certain que le cuivre raffiné qu'on pèsera comme tel ne retient plus aucune partie du plomb ajouté. Quant à l'argent, il est extrait par une opération dont il sera question plus loin (257).

On purifie enfin les scories du raffinage, en les refondant avec du tartre et du charbon de bois : la grenaille est ajoutée au paillon de cuivre pour le poids définitif qui doit déterminer le rendement de la matière essayée.

212. Plaçons ici quelques remarques.

On reconnaît qu'une matte est bien fondue, lorsqu'elle est d'un brun rougeâtre, remplie de gerçures et de soufflures (mousse de cuivre, *cooper moos*). Quand elle est bleue, elle ressemble fort à la matte bleue des usines anglaises, à 50 pour 100 de cuivre. Voici, d'après le Dr J. Percy, la composition théorique des mattes connues dans les usines sous les noms de : *granulated* (grenillée), *good* (bonne) et *fine* (excellente), et qui se rapprochent à moins d'une unité près des mattes des essayeurs :

	GRANULATED	GOOD	FINE
Cuivre (Cu) . . . . .	27	58	72
Fer (Fe) . . . . .	35	16	5,42
Soufre (S) . . . . .	37	24	21,80

Pour plus de détails, nous renvoyons à sa Métallurgie, pages 125 et suivantes,

où l'on trouvera en outre une excellente étude des réactions complexes du cuivre, en présence d'autres corps; à l'excellent article de M. Moissenet, professeur à l'École des mines de Paris (*Annales des mines*, tome XIII, p. 185), où le procédé cornwallien est parfaitement décrit. Nous recommandons également le Manuel d'analyse pratique anglais de M. Michell.

213. On peut résumer en quelques lignes le procédé suivi dans les usines du pays de Galles et qui, aujourd'hui, est presque partout remplacé par l'un quelconque des procédés par voie humide que nous décrirons ci-après. Il est en effet fort difficile d'atteindre des teneurs concordantes avec une méthode d'essai qui a, il est vrai, le mérite de ressembler beaucoup au procédé métallurgique pour cuivre du pays de Galles et par conséquent de renseigner le fondeur sur les qualités du minerai, mais qui peut donner des différences de teneur en cuivre en déficit variant de 20 à 40 pour 100 sur la teneur exacte. L'opération peut se résumer ainsi : grillage du minerai soigneusement fait pour l'élimination du soufre, de l'antimoine et de l'arsenic; fonte pour mattes, après un léger grillage dans le creuset même; grillage de la matte; fonte pour cuivre noir, lavage et purification du cuivre noir, au moyen d'une fonte oxydante, c'est-à-dire raffinage du cuivre noir avec fondants oxydants; enfin traitement des scories.

214. En comparant les essais par voie sèche et par voie humide, pour déterminer la teneur exacte des minerais de cuivre pour les ventes publiques de Swansea, on a trouvé les résultats suivants, que nous fournit M. le Dr J. Percy :

TITRE DES VENDEURS de minerai	TITRE DONNÉ PAR LES FONDEURS acheteurs	PROPORTION DE CUIVRE DÉTERMINÉE		
		PAR VOIE SÈCHE		PAR VOIE HUMIDE
		L'arbitre <sup>1</sup>	Un vieux essayeur	
21,56	21,25	D	D	D
21,46	21,36	25,081	25,076	25,079

1. M. R. Smith.

Il résulte de ce tableau tiré de plusieurs expériences qu'il y a un excédent de rendement de la moyenne des essais par voie humide, sur le rendement des essais des fondeurs associés, de 1,42 pour 100.

La différence en moins du rendement des essais des fondeurs associés est par suite de 8,72 pour 100 du cuivre total (Voir Note finale n° 3).

En somme, la concurrence entre les fondeurs fait que, quelles que soient les éritiques assez fondées que l'on ne cesse d'élever sur leurs manœuvres secrètes et mystérieuses, dans le but de se défendre d'un excédent de prix à payer aux mineurs, les intérêts de ces derniers sont aujourd'hui sauvegardés et, en somme, les tarifs ne laissent pas que d'être suffisamment corrects, techniquement parlant, surtout depuis l'installation presque générale des procédés par voie humide dans tous les laboratoires. Le procédé de M. Parks par le cyanure de potassium est maintenant presque universellement adopté.



245. B. *Méthode allemande.*

Dans cette méthode, comme dans la précédente, on s'appuie sur l'affinité du soufre pour le cuivre, plus grande que celle de l'oxygène, afin de former une matte, c'est-à-dire un sulfure de fer et cuivre; de la sorte les métaux étrangers au cuivre (fer, zinc, arsenic, antimoine, plomb, etc.), qui se rencontrent à l'état d'oxydes, soit naturellement, soit au besoin par un grillage *ad hoc* — grillage fait à basse température — se trouvent éliminés par une fonte, que les usiniers allemands appellent *schwarz-machen* et qui se pratique au moyen de réductifs ou de fondants (flux noir, borax, verre, etc.).

On obtient de la sorte un cuivre noir, qui est soumis à un raffinage par oxydation. Cette fonte pour raffinage s'appelle *gaarmachen*; elle a lieu à l'aide de borax ou du plomb oxydé (litharge), dans une coupelle d'os, ou dans un fragment de creuset (*sherben*); les oxydes sont éliminés et le cuivre reste alors séparé sous forme de bouton. Quelquefois, lorsque la réunion du cuivre en un seul bouton dans la fonte pour cuivre noir est difficile, par suite de matières réfractaires en présence, on y ajoute de l'antimoine, de l'arsenic et au besoin du plomb, afin de rendre la matière plus fusible. En Allemagne, le raffinage se fait d'ailleurs, suivant les usines, d'une manière assez diverse : au borax (c'est le procédé le plus court), sur un morceau de creuset coupé en deux; au plomb et borax ou encore, au plomb seul dans le four à coupelle<sup>1</sup>.

246. *a. Fonte pour cuivre noir.* — On commence par griller le minerai dans un têt ou demi-creuset coupé, à basse température : le grillage est ralenti au besoin à l'aide de charbon en poudre, en évitant le frittage ou agglomération et en remuant sans cesse la matière avec un crochet; si vers la fin le grillage donne l'odeur de gaz (d'acide sulfureux, d'arsenic (odeur d'ail), d'antimoine, etc.), on l'achève avec un peu de carbonate d'ammoniaque, qui élimine la totalité du soufre. On opère sur 5 grammes ou *quint*.

Le charbon est employé surtout pour les pyrites; les *fahlerz* doivent être retirés plusieurs fois du feu, aussitôt que les fumées deviennent abondantes et pour eux, le charbon est supprimé.

La fonte pour cuivre noir, après le grillage, peut recevoir, ainsi qu'il a été dit, dans le cas de gangues réfractaires, des additions d'antimoine, arsenic et limaille de fer : l'antimoine, réunit facilement le cuivre; le fer est ajouté surtout dans le but d'éviter la scorification du cuivre; mais il faut éviter un excès qui donnerait du cuivre ferreux.

Le creuset en usage est celui qui est représenté fig. 81, et désigné sous le nom de *Kupfertute*. On réserve les deux tiers du flux noir, pour ne l'introduire que lorsque le mélange de la matière à essayer avec le premier tiers est incandescent; on recouvre ensuite le tout d'une couche de borax, de verre pilé, de sel marin et de charbon de bois en morceaux.

Voici les proportions de flux en usage, en Allemagne, pour les différentes espèces de minerais ou mattes cuivreuses traitées par la méthode allemande.

1. Le morceau de creuset s'appelle *Scherben*; l'opération pour raffinage au borax : *Spleissen*; au borax et au plomb : *Ungarische Spleisprobe* (raffinage hongrois) ou encore *Müsener Probe* (du nom de l'usine de *Müsen*); enfin le raffinage sur coupelle : *Kapelle Probe*.

FLUX ET FONDANTS	PYRITES DE CUIVRE	PHILIPPITE	FAHLERZ	MATTES FERREUSES	MATTES CUIVREUSES.	
Flux noir. . . . .	500	500	500	500	300	pour 100 de minéral.
Borax . . . . .	50	40	50	40 à 50	»	
Verre pilé . . . . .	40	40	25	40	50 à 100	
Antimoine ou arsenic. . .	10	10	6	10	5	
Limalle de fer . . . . .	»	»	8	»	»	

217. On se sert en Amérique de la méthode allemande avec les proportions suivantes :

- 10 grammes de minéral grillé;
- 20 grammes de flux noir ;
- 3 grammes de borax ;
- 10 à 20 grammes d'hématite (oxyde de fer).

Le tout mêlé est fondu, puis on ajoute encore 10 grammes de flux noir, 5 grammes de charbon de bois en poudre, et enfin on recouvre le tout de sel marin.

Quand il y a du gypse et du sulfate de baryte en présence dans les gangues, on prend 5 grammes de minéral cru qu'on mélange à 5 grammes de borax, 5 grammes de verre pilé et 10 pour 100 de colophane.

Avec des minerais pauvres, on ajoute 25 pour 100 de pyrites de fer absolument débarrassées de cuivre et l'on fond pour mattes, sous une couche de sel marin.

Une fonte pour cuivre noir est bien faite, lorsque la matte n'est pas entourée d'une croûte noirâtre et que la scorie est noire ou verte, sans grenaille disséminée à son intérieur et très homogène; la couleur rouge indique toujours que la fonte n'est pas bonne, c'est-à-dire qu'il y a du cuivre scorifié.

218. *β. Raffinage du cuivre noir.* — Le raffinage du paillon de cuivre noir ou *spleissen* dans le demi-creuset coupé, avec borax seulement, s'applique aux mattes ferreuses, arsenicales et antimonieuses, non plombeuses.

On fond avec 1<sup>re</sup>,25 à 2<sup>re</sup>,50 de borax, suivant la grandeur du bouton de matte et son impureté; il est enveloppé dans un peu de papier-filtre et introduit dans le fourneau à moufle représenté figure 86.

On garnit le devant du moufle avec du charbon et l'on pousse vivement le feu, de façon à fondre rapidement le cuivre et obtenir l'oxydation des métaux étrangers (fer, zinc, antimoine, arsenic). L'antimoine et l'arsenic donnent des fumées abondantes; lorsque l'essai est sur le point d'être terminé, ces fumées cessent; le cuivre devient miroitant et on le coule dans une lingotière avec la scorie.

La scorie doit être homogène et ne présenter de taches rouges qu'au contact du cuivre raffiné, qui se revêt d'une petite couche mince d'oxydure rouge de cuivre.

Dans les usines hongroises, on corrige le poids de cuivre raffiné trouvé, pour atteindre le vrai titre, en y ajoutant les poids additionnels suivants :

Pour un bouton	{	de 0 <sup>er</sup> ,25 et au-dessous : . . . . .	0 <sup>er</sup> ,025
		de 0 <sup>er</sup> ,25 à 0 <sup>er</sup> ,50 : . . . . .	0 <sup>er</sup> ,050
		de 0 <sup>er</sup> ,50 à 1 gramme : . . . . .	0 <sup>er</sup> ,075
		de 1 <sup>er</sup> ,00 à 2 grammes : . . . . .	0 <sup>er</sup> ,100
		de 2 <sup>er</sup> ,00 et au-dessus : . . . . .	0 <sup>er</sup> ,125

Entre autres méthodes de raffinage avec plomb métallique seul, ou avec borax et plomb (méthodes usitées en Hongrie et à Müsen), nous citerons celle très commode et rapide du raffinage à la coupelle.

On prend deux coupelles d'os : on place le bouton de cuivre noir à raffiner dans l'une d'elles et du cuivre tout raffiné dans l'autre, poids égaux. Cette dernière coupelle est destinée à faire apprécier la perte par scorification en cuivre, toutes conditions égales d'ailleurs : c'est un *témoin* qui permettra de corriger la teneur trouvée.

Les coupelles ont reçu toutes deux préalablement du plomb pauvre pesant 2 fois  $\frac{1}{2}$  le poids du bouton cuivreux ; l'introduction du cuivre noir se fait quand ce plomb commence à coupler. L'opération du raffinage est terminée, lorsque toutes umées et toutes litharges ont cessé. Le cuivre brillant tend alors à se rider : en ce moment on jette à sa surface, à l'aide d'une petite cuiller en fer, du charbon en poudre. On sort la coupelle peu à peu et lorsque le cuivre est presque figé, on la plonge dans l'eau. Pour cette opération, on a soin de garnir le devant du moufle d'une assez forte quantité de charbon incandescent, afin que la température soit suffisamment élevée et que l'essai ne se noie point sous une trop grande affluence d'air introduit par l'ouverture du moufle.

Les boutons de cuivre sont martelés, lavés, séchés, pesés et comparés.

219. La méthode d'essai allemande, que nous venons de décrire, s'applique également à des minerais cuivreux oxydés, c'est-à-dire ne contenant pas de soufre. On fait la fonte pour cuivre noir et l'affinage comme ci-dessus ; seulement les flux dans la fonte pour cuivre noir varient. Voici quelles sont les proportions de fondants employés, suivant la qualité des minerais :

FLUX ET FONDANTS	MINÉRAIS OXYDÉS PAUVRES			MINÉRAIS OXYDÉS RICHES		SCORIES		
	Gangues basiques	Gangues acides	Gangue basiq. et acides mélangées	Moyennem. riches	Très riches	Pauvres	Riches	
Flux noir. . . . .	500	500	500	500	500	500	500	pour 100 de matière.
Borax . . . . .	50 à 40	60	50	50 à 40	50 à 40	50 à 50	50	
Antimoine ou arsenic. . . . .	10	10	12	5 à 10	5 à 10	25 à 50	5	
Verre pilé. . . . .	20 à 25	15	50	50 à 40	50 à 40	15 à 20	50	
Charbon en poudre. . . . .	»	»	»	»	5 à 10	»	5 à 10	

Pour les alliages, on préfère la voie humide.

220. **C. Méthode à la soude ou à la potasse caustique.** — Les minerais sulfurés, grillés avec les précautions indiquées dans les paragraphes précédents, pour le grillage des mattes, sont traités dans un corifatoire, avec un mélange de borax,

flux noir et soude ou potasse caustique. La fonte est rapide et le culot de cuivre raffiné dans la même opération.

Si le cuivre ne se présente point avec les caractères voulus, pour qu'il puisse être considéré comme bien raffiné, on fait une seconde scorification, dans le même vase, avec une nouvelle quantité de flux où l'alcali caustique domine. La scorie ne doit point être rouge. On peut au besoin raffiner à la coupelle avec un peu de plomb.

Cette méthode excessivement expéditive, que nous avons pratiquée pendant nombre d'années, nous paraît devoir être recommandée de préférence aux méthodes anglaise et allemande, qui sont très longues et peut-être moins rigoureuses.

## II. ESSAIS PAR VOIE HUMIDE.

221. On a proposé maintes méthodes du dosage du cuivre par voie humide.

Les unes sont fondées sur la précipitation du cuivre à l'état de sulfure : méthode suédoise, par l'hydrogène sulfuré, de Sinding; par le sulfoeyanure, méthode de Volhard; par le sulfure de sodium, méthode de Pelouze.

Les autres reposent sur la précipitation par le chlorure de zinc, méthode de Weil; par le ferrocyanure de potassium, méthode de Galetti; par le cyanure de potassium, méthode Parks; par le chlorure de fer et le camékon minéral, méthode de Schwarz ou de Fleitmann : car les deux chimistes réclament la priorité; par l'hyposulfite de soude et l'iodure de potassium, méthode Brown, connue en Allemagne sous le nom de Haen; par l'électricité ou méthode galvanique; par le cône de platine, méthode de Fresenius; par la capsule de platine, méthode de Herpin; par la colorimétrie, méthodes de Leplay et de Jaquelin Hubert; par le fer métallique; par le zinc métallique, libre d'arsenic et de plomb.

Nous ne nous appesantirons que sur les méthodes couramment pratiquées dans les usines à cuivre. Ce sont celles : A). de *Parks, au cyanure de potassium*; B). de *Brown, à l'hyposulfite de soude et à l'iodure de potassium, et enfin* C). celle que *M. Leplay* a fondée sur les teintes du bleu ammoniacal ou *colorimétrie*.

Comme en ce moment la vogue paraît acquise aux procédés galvaniques, nous en dirons aussi quelques mots.

### 222. A). *Procédé H. Parks, au cyanure de potassium.*

Ce procédé est aujourd'hui à peu près en usage partout pour les essais de cuivre.

On pèse 6 grammes de la matière sur laquelle on prend : 0<sup>gr</sup>,65 pour un minerai à 30  $\frac{o}{o}$  de cuivre.

1<sup>gr</sup>,30 pour des minerais de 4  $\frac{o}{o}$  à 30  $\frac{o}{o}$ ; et

5<sup>gr</sup>,25 pour des minerais au-dessous de 4  $\frac{o}{o}$ .

La liqueur de cyanure de potassium à l'aide de laquelle on titre se conserve assez bien; toutefois il faut la vérifier de temps en temps.

On attaque le minerai, dans un flacon bouché à l'émeri, par l'acide sulfurique concentré, puis on ajoute de l'acide nitrique et on attend la disparition des vapeurs rutilantes (acide hypoazotique). On transvase dans un flacon d'un demi-litre sans filtrer, et on étend d'eau pour compléter ce volume à 500 cent. cubes. On ajoute ensuite de l'ammoniaque et de la liqueur titrée de cyanure, jusqu'à ce que la couleur, de bleu azur, devienne lilas. Un essai exige généralement  $\frac{3}{4}$  d'heure; on en fait

plusieurs à la fois. Pour apprécier bien la teinte, il faut amener le flacon au niveau de l'œil.

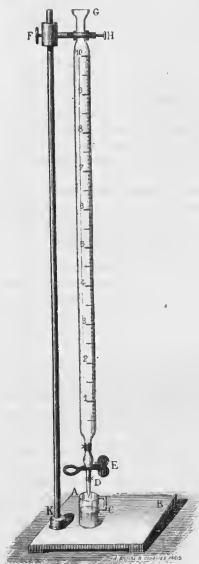


Fig. 95.

FK, tige cylindrique servant de support, en bois ou fer.

FII, Anneau garni de caoutchouc pouvant glisser sur la tige FK et maintenant le haut du tube gradué GD.

G, Entonnoir.

D, Pointe en verre attachée par un tube de caoutchouc, à la pointe inférieure de la pipette.

E, Pince placée sur le tube en caoutchouc qu'on dégage en pressant les deux boutons qui la terminent, pour laisser passer la liqueur titrée.

AB, Planchette à laquelle est fixé le pied de l'appareil.

C, Vase où l'on reçoit la liqueur titrée sur la dissolution cuivreuse à titrer.

La manipulation pour faire la liqueur titrée est la suivante :

« On pèse 100 grammes de cyanure de potassium pur, qu'on dissout dans 1<sup>lit</sup>,755 d'eau ou bien encore 100 grammes de cyanure ordinaire, qu'on dissout dans 1<sup>lit</sup>,218 d'eau : 50 centimètres cubes de cette liqueur titrée équivaldront à environ 0<sup>gr</sup>,50 de cuivre.

« L'essai se fait en pesant d'abord un poids de cuivre galvanique pur, qu'on dissout dans l'acide nitrique étendu ; on chauffe, puis on sursature par un léger excès d'ammoniaque ; on laisse refroidir, puis l'on verse peu à peu et lentement, vers la fin de l'opération, au moyen d'une burette ou d'un tube gradués, la solution de cyanure de potassium, jusqu'à ce que la couleur ait presque disparu et soit remplacée par une faible teinte lilas. Le titre étant vérifié, à la place de cuivre pur on pèse un poids de minerai qu'on traite comme il a été dit et par comparaison on détermine sa teneur.

« Exemple : 200 degrés de la burette (100 centimètres cubes) = 1 gramme de cuivre.

« 2 grammes de minerai exigent pour la décoloration 105 degrés ; donc

« 200 : 105 : 1 :  $x$  ; d'où  $x = 0,525$ , soit, en prenant la moitié, 26,25 pour 100 de cuivre. » (*Agenda du chimiste*, 1881, page 199.)

La figure 93 représente l'appareil à tube gradué fixe en usage dans la plupart des laboratoires d'usines : la légende explicative est la suite.

S'il y a du zinc, du nickel et du cobalt en présence, le procédé au cyanure ne marche plus correctement ; il vaut mieux alors doser le cuivre dissous dans l'acide sulfurique seul, sans acide nitrique, à l'aide d'une lame de fer ou de zinc : le cuivre est précipité à l'état de cuivre de ciment. Il est encore préférable de se servir de l'hydrogène sulfuré et doser le cuivre à l'état de sulfure lavé et séché : 1 de sulfure de cuivre correspond à 0,79856 de cuivre métallique. On peut enfin, ce qui est le plus courant, précipiter le cuivre par l'hyposulfite de soude, filtrer le précipité, le redissoudre dans l'acide nitrique et titrer enfin, comme il a été dit, par le cyanure de potassium.

Voici ce que d'une manière générale dit à cet égard, dans une communication, le docteur E. D. Peters (*Engineering and Mining J.*, n° 55) : « On essaye en Amérique, dit-il, les minerais de cuivre par deux procédés :

« 1<sup>o</sup> Le procédé Parkes au cyanure de potassium (que nous venons de décrire), et 2<sup>o</sup> le procédé électrique.

« Le procédé Parkes, très en vogue, a été abandonné, parce que, quoique facile d'exécution, il est très inexact, quand on n'y met pas tous ses soins : les essayeurs sont rarement d'accord sur les titres, lorsque le zinc est absent ; quand de grandes quantités d'antimoine, d'arsenic, de nickel et de cobalt se trouvent associées au cuivre, on ne réussit bien qu'à l'aide de quelques précautions, telles que : titrer à froid, sans excès d'ammoniaque ni d'acide. Pour les mattes et les scories, la méthode est très bonne : il faut cependant, dans ce cas, filtrer le fer avant de titrer ; elle est moins bonne, si l'on dose du sulfate ou de l'oxyde de cuivre après grillage. »

« Le procédé électrique est plus rapide et plus exact dans ce dernier cas ». Nous le décrirons plus loin.

225. B. *Procédé Brown, à l'hyposulfite de soude et à l'iodure de potassium.*

« 1° On dissout 84 grammes d'hyposulfite de soude cristallisé dans 2 litres d'eau. Le titre de cette liqueur est pris au moyen du cuivre galvanique pur.

« 2° On emploie l'iodure de potassium en cristaux, il doit être exempt d'iodate.

« 3° On prépare une solution d'amidon, en faisant bouillir de l'amidon dans une grande quantité d'eau ; on laisse refroidir, on décante et conserve la solution limpide.

« Ceci fait, on fait dissoudre 0<sup>gr</sup>,500 à 0<sup>gr</sup>,650 de cuivre pur ou d'alliage dans l'acide azotique faible ; on chauffe, on étend d'un peu d'eau, puis on ajoute du carbonate de soude, jusqu'à ce que le cuivre commence à se précipiter. On ajoute ensuite un excès d'acide acétique pur, on verse le tout dans un flacon ; on étend de la moitié du volume d'eau ; enfin on jette 4 grammes d'iodure de potassium dans le flacon, on laisse dissoudre. On verse ensuite la liqueur titrée d'hyposulfite de soude jusqu'à ce que la plus grande partie de l'iode pur disparaisse et que le liquide prenne une teinte jaunâtre. On ajoute à ce moment un peu de solution d'amidon et on continue à verser avec précaution la liqueur titrée jusqu'à ce que la solution soit incolore. On lit le nombre de degrés sur la burette et on en déduit la quantité de cuivre pur, d'après les résultats obtenus avec le cuivre pur. »

(*Agenda du chimiste*, 1881, page 201.)

224. C. *Procédé colorimétrique de M. Leplay*<sup>1</sup>.

On dispose des dissolutions types de cuivre galvanique dans l'acide nitrique à 1, 1 $\frac{1}{2}$ , 10, 15, etc. millièmes de cuivre, dans lesquelles on verse une quantité fixe d'ammoniaque : on obtient de cette façon des nuances bleu azur d'autant plus intenses que la teneur en cuivre est plus élevée. Ces dissolutions, conservées et hermétiquement bouchées dans des flacons quadrangulaires, parce que l'œil y juge mieux la teinte que dans des flacons ronds, servent de terme de comparaison avec des liqueurs similaires obtenues sur les minerais à essayer et traités à cet effet par l'acide nitrique et l'ammoniaque en volumes équivalents.

Ce procédé est surtout très pratique pour les scories cuivreuses : le nickel, bien entendu, doit être absent dans la matière d'essai.

225. D. *Essai galvanique.*

Nous terminons par quelques mots sur l'essai galvanique. On précipite sur du platine le cuivre dissous dans un excès d'acide nitrique, sans filtrer ; on dispose à cet effet un courant électrique à l'aide d'une colonne thermo-électrique de Clamond (rondelles de zinc et d'antimoine chauffées au gaz) ou d'une pile quelconque, Bunsen ou autre, formée de six éléments voltaïques.

L'appareil de précipitation consiste en un fil de platine (fig. 94), qui, sous forme de spirale, est attaché à l'un des pôles de la pile, tandis qu'un cône creux de platine pesé d'avance (fig. 95) attaché à l'autre pôle, s'appuie un peu au-dessus de la spirale de manière que les deux appareils plongent dans le verre qui contient la dissolution cuivreuse. On s'arrange de façon qu'il reste un petit intervalle entre la spirale et la base du cône, sans que le cône, plonge toutefois entièrement dans le liquide.

1. M. Heine aurait, paraît-il, indiqué ce moyen d'analyse dès l'année 1839, dans le *Berwerksfreund*, c'est-à-dire 9 ans avant M. Leplay ; M. Kortes en Angleterre s'en servait également, dès 1850, d'après M. J. Percy, qui conteste à M. Leplay la priorité de l'invention.

226. M. Herpin se sert d'une capsule en platine (fig. 96) qui reçoit le fil du pôle négatif de la pile, tandis qu'un anneau contourné en spirales multiples, également en platine, est fixé au pôle positif et plongé dans le liquide de la capsule; le tout est recouvert d'un entonnoir, après que la capsule de platine a été pesée d'avance.



Fig. 94.



Fig. 95.

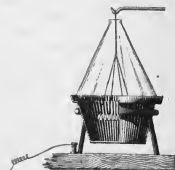


Fig. 96.

Les métaux qui ne se précipitent point sont : le zinc, le fer, le nickel, le cobalt et le chrome; le pôle positif reçoit : le plomb, le manganèse, quelque argent; les premiers, à l'état d'oxydes; le pôle négatif reçoit : le mercure, puis le cuivre (avec la majeure partie de l'argent) et le bismuth; puis, longtemps après, le sélénium, l'antimoine et l'arsenic. La méthode exige donc l'absence des métaux et métalloïdes que nous avons nommés; alors le procédé galvanique est excellent, quoique très lent. L'essai se fait généralement sur 1 gramme. Lorsque tout est installé, on recouvre le vase de deux moitiés de couvercle en verre, qui laissent passer les électrodes.

Le cuivre se précipite sur le cône de platine ou sur la capsule à l'état métallique. On lave les appareils à l'eau chaude et à l'alcool, lorsque tout le cuivre a été précipité, et on le dose par différence de poids.

Le courant électrique doit être réglé de telle sorte que le cuivre soit adhérent, et fournir en 50 minutes au voltamètre, avec de l'acide sulfurique au douzième, 90 à 100 mètres cubes de gaz, et avec des liqueurs riches en cuivre, 180 centimètres cubes. L'électrolyse dure de 12 à 18 heures.

On restitue au platine son état primitif, en le plongeant dans une dissolution d'acide nitrique, qui redissout le cuivre déposé; on peut même vérifier le dosage en précipitant le cuivre ainsi dissous par l'hydrogène sulfuré ou le zinc métallique.

226 bis. Dans le paragraphe suivant, nous insisterons sur le dosage du cuivre par le zinc métallique, méthode rapide pour les analyses qui se présentent dans les usines : en réalité, les méthodes de précipitation du cuivre par le fer et le zinc métalliques, sont aussi des procédés galvaniques n'exigeant point de pile. Nous les croyons fort commodes et suffisamment exacts pour la pratique courante usinière.



## § II. ANALYSES DES MATIÈRES CONTENANT DU CUIVRE ET AUTRES MÉTAUX, EN USAGE DANS LES USINES À CUIVRE.

227. Nous distinguerons deux cas : I) le cuivre est à l'état d'alliage; II) le cuivre est engagé dans des gangues.

### I. Alliages de cuivre.

Les alliages de cuivre qui se présentent le plus fréquemment dans les usines et dans les ateliers de cuivre sont assez restreints. La liste qu'en donne M. Rousseau, page 12 et suivantes de l'*Encyclopédie chimique*, tome V, indique comme les plus importants :

α) Les bronzes : *cuivre et étain*; avec des quantités variables de zinc, plomb, antimoine et arsenic, mais généralement en proportions faibles (de 1 à 5,55 pour 100; page 15).

β) les maillechorts : *cuivre et nickel*; avec zinc, fer, cobalt (silverine, page 17).

γ) les laitons : *cuivre et zinc*; avec étain, plomb, fer, arsenic (page 22).

δ) les monnaies, bijoux, médailles, etc. : *cuivre et argent, cuivre et or, cuivre et nickel, cuivre et platine, cuivre et aluminium, etc., etc.*

En somme, les alliages sont presque toujours complexes et nous pouvons les renfermer dans la formule générale :



En ce qui concerne la séparation de ces métaux et leur dosage, nous extrayons ce qui est relatif à cette question de la Métallurgie de la Désargementation des plombs argentifères, où ce sujet est traité avec extension.

Nous diviserons les alliages en deux catégories :

A) Alliages complexes *courants*, c'est-à-dire contenant, outre le cuivre, de l'argent, du plomb, du zinc, du fer, de l'antimoine, de l'arsenic, etc., représenté par la formule :  $m\text{Cu} [\text{Ag}, \text{Pb}, \text{Zn}, \text{Fe}, \text{Sb}, \text{As}]$ .

B). Alliages complexes *rares* (relativement rares), c'est-à-dire contenant en outre de l'or, du platine, etc., et qui peuvent être représentés par la formule :



### 228. A. ALLIAGES COMPLEXES COURANTS : $m\text{Cu} [\text{Ag}, \text{Pb}, \text{Zn}, \text{Fe}, \text{Sb}, \text{As}]$ .

Examinons tout d'abord le cas de l'analyse d'un alliage argento-plombo-zingueux de cuivre (qui se présente fréquemment dans le traitement du cuivre par le zinc métallique (procédé Baker (voir Notes finales n° 8 (68), dans les nodules cuivreux des crasses riches, etc., lors de la désargementation des plombs impurs).

Nous y doserons d'abord les trois métaux autres que le cuivre, et nous distinguerons pour cela deux cas : 1°) la matière est fort riche en zinc ; 2°) la matière est très pauvre en zinc.

1° Dans le premier cas, lorsque la matière cuprifère est très zingueuse, ce qui correspond à presque tous les produits de la désargementation des plombs par le zinc (crasses riches ou alliage ternaire, écumes provenant du nettoyage des plombs zin-

gueux, plombs de liquation, chlorures de plomb zincifères, litharges, abzug et abstrich métalliques, c'est-à-dire très chargés de métaux impurs non oxydés, etc.), on attaque 1 gramme de la matière par 50 à 60 grammes d'acide nitrique pur : on précipite le plomb à l'état de sulfate par l'acide sulfurique, versé vers la fin goutte à goutte, de façon à ne pas dépasser trop le point qui correspond à l'expulsion totale du plomb. Après filtration et réunion des eaux de lavage, tant du sulfate de plomb que du sulfate de zinc restant, on précipite le cuivre par le zinc ou le fer ; on évapore à sec et l'on recueille le sulfate de zinc semi-cristallisé ou amorphe. Les deux résidus (sulfate de plomb et sulfate de zinc), sont pesés à part ; au sulfate de zinc correspondent 42,149 pour 100 de zinc métallique et, au sulfate de plomb, 68,291 pour 100 de plomb. Le chiffre de dosage du zinc à l'état du sulfate n'est qu'approximatif : il vaut mieux, si l'on a besoin d'une rigoureuse exactitude, transformer par calcination, dans un creuset, le sulfate en oxyde de zinc. A 1 d'oxyde de zinc correspondent 0,247 de zinc métallique. Quant au cuivre, il est séché et dosé à l'état de cuivre de ciment et au besoin fondu avec un peu de soude ou de potasse caustique.

En procédant de cette manière, on ne dose point l'argent qui, dans certains produits très riches, représente fréquemment une proportion non négligeable du poids. Or il est très difficile de coupler la matière, à cause du zinc, et dans l'essai qu'on ferait par voie humide, par la méthode de Gay-Lussac, on ne trouverait rien ou presque rien comme argent, car le plomb abondant dans l'essai se précipiterait partiellement à l'état de chlorure et troublerait l'examen caractéristique et déterminant du nuage très faible de chlorure d'argent (Voir Désargentation. Essais d'argent (65 et suivants).

D'ailleurs, on le sait, même pour d'assez fortes teneurs en argent décelées par la coupelle, on ne trouve aucun résultat par le moyen des liqueurs décimes salées.

Lorsque l'alliage de cuivre plombo-zingo-argentifère atteint  $\frac{1}{2}$  pour 100 de zinc, il est très difficile d'obtenir le *découvert* à la coupelle : il se forme un bourrelet d'oxyde blanc, qui se termine en cupule, reconvre le bain et empêche celui-ci de continuer à s'oxyder. Lorsque les proportions de zinc croissent au delà de  $2\frac{1}{2}$  pour 100, la cupule d'oxyde de zinc s'élève presque jusqu'à la voûte du moufle et la coupellation est à peu près impossible, à moins de jeter bas, avec le crochet, hors de la coupelle, l'oxyde de zinc, au risque d'emporter une partie du plomb sous-jacent et par conséquent d'entraîner de l'argent.

Pour sortir de ces difficultés, le mieux est de dissondre l'alliage dans l'acide nitrique : quoique le nitrate de plomb se dépose partiellement en petits cristaux, le rendement total en cuivre, plomb, argent et zinc s'obtient à l'aide d'une baguette de zinc pur, pesée d'avance. L'argent et le cuivre se trouvent mêlés avec le plomb spongieux précipité. Ce précipité est traité par l'acide sulfurique étendu d'eau, qui laisse le plomb et l'argent. Celui-ci est lavé et précipité à nouveau par le zinc, après addition de quelques gouttes d'acide nitrique ou chlorhydrique ; le plomb est alors pesé et coupillé et donnera la proportion de plomb et d'argent, en pesant avant et après la coupelle. Le zinc de la première précipitation est dosé par différence entre le zinc trouvé et le zinc employé comme réactif ; il peut aussi être déterminé soit à l'état d'oxyde, par le sulfure précipité par le sulfhydrate d'ammoniac et transformé en oxyde ; il peut enfin être dosé volumétriquement. Le cuivre est précipité de sa dissolution sulfurique par l'un des moyens indiqués (222 et suivants).

229. Lorsqu'on agit sur des *chlorures* de cuivre plombo-zinco-argentifères, on ne peut plus prendre comme base le poids de la matière essayée, pour en déduire par différence le poids du zinc. La coupellation de la matière est dans ce cas également impossible, parce que le chlorure de plomb empêche la coupelle; de plus, l'argent se volatiliserait facilement à l'état de chlorure.

Parmi tous les procédés d'analyse qu'on peut employer pour déterminer le cuivre, le plomb, l'argent et le zinc dans ce cas, il n'en est point de plus simple encore que celui ci-dessus décrit, à l'aide de la baguette de zinc; mais il faut, avant d'opérer, doser le chlore de la liqueur nitrique (l'acide nitrique employé doit être très pur), en ajoutant un poids donné de nitrate d'argent. Le poids de l'argent ainsi introduit devra être déduit de celui qui se trouvera dans le plomb spongieux coupellé. La liqueur de nitrate d'argent auxiliaire aura dû être essayée par le procédé Gay-Lussac, et le rendement contrôlé par le poids du chlorure d'argent violet obtenu: 100 de chlorure d'argent correspondent à 75,274 d'argent métallique et par conséquent à 25,729 de chlore.

Nous croyons, pour plus de clarté, devoir citer ici un exemple numérique.

Soient 10 grammes d'alliage *cupro-plombo-zinco-argentifère chloruré* à analyser. On attaque cette matière par 50 grammes d'acide nitrique pur. Le précipité de chlorure de plomb et d'argent, s'il se forme, très léger du reste, demeure négligé au fond de la capsule. On a préparé, d'un autre côté, une dissolution de nitrate d'argent au millième, c'est-à-dire telle qu'un centimètre cube de cette liqueur contienne 1 milligramme d'argent. On en verse jusqu'à disparition du nuage, c'est-à-dire jusqu'à ce qu'il y ait sécurité que tout le chlore se trouve précipité à l'état de chlorure d'argent. On notera le nombre de centimètres cubes, et l'on filtrera le précipité de chlorure d'argent, qui contiendra un peu de chlorure de plomb<sup>1</sup>. Supposons qu'on ait employé 17 centimètres cubes de liqueur décime d'argent; c'est donc 17 milligrammes d'argent étranger pris. Supposons également que le précipité de chlorure d'argent pesé donne un poids de  $\text{ClAg} = 32$  centigrammes. La quantité de chlore de l'analyse est donc:  $0,52 \times 0,247 = 0^{\text{er}},79$  et l'argent extrait:  $0,52 \times 0,755 = 0^{\text{er}},241$ . Retranchant les 17 milligrammes introduits, il y a un premier lot d'argent contenu, dans l'essai sur 10 grammes de matière, de:  $241 - 17 = 224$  milligrammes d'argent.

La liqueur cuivreuse, est traitée maintenant par une baguette de zinc pesant  $15^{\text{gr}},575$  par exemple et fournit, — après la précipitation préalable du cuivre, et après séparation de celui-ci, ainsi qu'il a été dit, et que nous supposons peser  $1^{\text{er}},200$ , — un précipité de plomb et d'argent, à l'état de plomb spongieux argentifère, d'un poids que nous supposons de  $4^{\text{gr}},520$ , avant la coupelle; enfin par la coupellation, nous obtenons un bouton d'argent de 52 milligrammes ( $0^{\text{gr}},052$ ).

La baguette de zinc séchée ne pèse plus que  $15^{\text{gr}},552$ . Le zinc employé par la précipitation, indépendamment de celui contenu dans l'essai, est donc de  $15^{\text{gr}},575 - 15^{\text{gr}},552 = 1^{\text{er}},821$ . En dosant le zinc par différence, l'analyse sur les 10 grammes donne les chiffres suivants :

1. On peut redissoudre le précipité par l'ammoniaque, qui enlève tout le chlorure d'argent, si cela est nécessaire.

	Grammes.
Chlore . . . . .	0,790
Argent : 0 <sup>er</sup> ,224 à l'état de chlorure. . . . .	0,276
0 <sup>er</sup> ,052 provenant de la coupelle . . . . .	
Cuivre. . . . .	1,200
Plomb (avant la coupellation) . . . . .	4 <sup>er</sup> ,520
Moins le poids du bouton . . . . .	0 <sup>er</sup> ,052
Zinc (par différence). . . . .	3,266
	<hr/> 10,000

Pour contrôle, en dosant le zinc dissous, par voie humide, on devra trouver 5<sup>er</sup>,054 de métal. En déduisant de ce chiffre la quantité employée pour précipiter le plomb, il restera 5<sup>er</sup>,054 — 1<sup>er</sup>,821 = 3<sup>er</sup>,215. Il y a sur le chiffre de l'analyse ci-dessus (3<sup>er</sup>,266), une différence de 55 centigrammes (qui est le poids du bouton d'argent de la coupelle à un millième près).

Si le précipité de chlorure d'argent contient du plomb, il faudra, si l'on n'a point traité par l'ammoniaque pour redissoudre le chlorure d'argent, après pesage, précipiter plomb et argent par le zinc, déterminer le poids avant la coupelle et retrancher l'argent coupellé, qui devra être de 17 milligrammes, si l'essai a été bien conduit.

Au lieu de se servir du nitrate d'argent, on peut se servir de l'acétate de plomb, si la quantité de chlore contenue est assez importante. Le sucre de plomb précipite le chlore à l'état de chlorure de plomb : on néglige ce précipité qui, ajouté à celui qui se fait naturellement par la simple attaque de l'acide nitrique, est transformé en même temps que le nitrate de plomb resté dans la liqueur, par la réaction de la baguette de zinc métallique.

Le plomb de la liqueur d'acétate, — qu'on a eu soin de titrer pour plomb préalablement, — est retranché du plomb final obtenu. En tenant compte, comme dans le cas précédent, de la quantité de zinc enlevée au poids de la baguette, on dosera le zinc total, qui sera diminué de cette quantité introduite comme réactif.

On a l'habitude de contrôler les résultats par deux essais faits parallèlement, en se servant, pour l'un, de nitrate d'argent et, pour l'autre, d'acétate de plomb.

250. Lorsque la matière est pauvre en zinc<sup>1</sup>, c'est-à-dire si celui-ci ne dépasse pas 0,54 pour 100, on peut à la rigueur opérer à la coupelle. Si la teneur est supérieure à ce type, il est indispensable de doser, soit par la méthode volumétrique, soit par le procédé que nous venons de décrire.

Si le cuivre et l'argent contenus dans l'alliage sont en très petite quantité, comme cela arrive, par exemple, pour les plombs zingueux désargentés avant leur affinage définitif et pour les plombs provenant de la désargentation du zinc ayant subi cet affinage et qui doivent être livrés au marché, il faut attaquer 200 à 300 grammes

1. Il est assez aisé de reconnaître si le plomb ne contient que peu de zinc (au-dessous de 0,75 pour 100) à la coupelle, par le bourrelet de blanc de zinc ou par une refonte et un moulage dans une cuiller de fer ou une petite lingotière également en fer. Tant que le plomb contient du zinc, il fait la feuille ou la queue. Si le zinc présent est en plus faible quantité, au moment où le plomb va se figer, il se forme une petite auréole à aspect cristallin, d'un éclat beaucoup plus blanc que le reste de la matière, au point même où la solidification totale s'achève. Quand le zinc est dans le plomb à plus de 0,25 pour 100, la surface présente déjà une cristallisation cloisonnée et enchevêtrée très caractéristique ; le dessin est celui de cellules pentagonales, analogues à celles des pains de cire des ruches d'abeilles.

de matière par l'acide nitrique, opérer comme ci-dessus pour le cuivre, reprécipiter tout le plomb par le zinc pesé d'avance et réduire le plomb, à un moindre poids obtenu au moyen d'une scorification avec du nitre, et enfin coupler : le bouton d'argent trouvé devra être, bien entendu, réparti sur le poids primitif (200 ou 500 grammes).

231. *a.* Quand l'alliage *cupro-plombo-zinco-argentifère* contient du fer, il faut, après avoir ajouté le nitrate d'argent ou l'acétate de plomb indiqués (229) et obtenu le précipité par le zinc, traiter par l'ammoniaque, la liqueur ayant été ramenée préalablement au maximum d'oxydation du fer (réduit à l'état de nitrate de protoxyde par le zinc), à l'aide d'une addition de quelques gouttes d'acide nitrique et de l'ébullition, ou de quelques bulles de chlore gazeux; l'ammoniaque en excès redissout tout le zinc, ainsi que le cuivre, et laisse l'oxyde de fer qu'on filtre.

Le zinc est dosé volumétriquement par le sulfure de sodium ou le sulfhydrate, lorsque le cuivre a été séparé comme il a été dit ci-dessus.

On lave, incinère et pèse le peroxyde de fer obtenu : 1 gramme de peroxyde de fer contient 0,70 de fer métallique.

232. *b.* Lorsque l'alliage en question contient en outre de l'*antimoine*, l'*arsenic* est presque toujours présent : on les recherche tous deux, avant de précipiter le plomb par le zinc métallique dans la liqueur nitrique. Il faut distinguer deux cas pour l'antimoine.

*a.* Si l'alliage est chloruré, le dépôt de chlorure de plomb et d'argent, qu'on pouvait négliger, contient maintenant une portion de l'antimoine, à l'état d'oxyde d'antimoine ou d'acide antimonique ( $Sb^2O^3$ ). Il faut ajouter de l'eau froide qui trouble le précipité : on met ce précipité à part. La liqueur nitrique, traitée par l'acide sulfurique, fournit le plomb à l'état de sulfate : le reste de l'argent qui n'est pas entraîné est perdu dans la liqueur. Après filtration, on introduit un courant d'hydrogène sulfuré, qui précipite le reste de l'antimoine en rouge orangé caractéristique, à l'état de sulfure. Le précipité est repris par l'acide sulfurique très dilué qui redissout le cuivre, qu'on dose comme ci-dessus (221 et suivants). Le sulfure d'antimoine, resté inattaqué, est bien lavé et séché : 1 gramme de sulfure d'antimoine tient 0,714 de métal.

Le sulfate de plomb, précipité par l'acide sulfurique, peut être dosé à cet état, après bon lavage, et fournira la plus grande partie du plomb contenu dans l'essai.

Le précipité primordial de chlorure d'argent, de chlorure de plomb et d'oxyde d'antimoine, qui a été mis de côté, est traité, à son tour, par l'acide acétique et quelques gouttes d'acide nitrique, qui attaque seulement le plomb et l'argent, à l'aide de la chaleur; on peut peser le résidu insoluble de l'attaque comme oxyde d'antimoine (ou acide antimonique) : 1 gramme de cet oxyde d'antimoine correspond à 0,835 de métal. On réunit les deux lots d'antimoine, celui du sulfure et celui de l'oxyde en un seul : le titre en antimoine est rarement d'une rigoureuse exactitude : il faut faire deux analyses pour contrôle.

*β.* Si l'alliage ne contient pas de chlorure, l'oxyde d'antimoine est précipité par l'eau froide, et en filtrant on peut le doser complètement, sans avoir besoin de passer, comme dans le cas précédent, par l'hydrogène sulfuré : il est bon toutefois de s'assurer que ce réactif, essayé sur quelques gouttes de liqueur, ne donne pas de précipité rouge orangé.

Le précipité d'antimoine par l'hydrogène sulfuré mêlé de sulfure de cuivre, séché et pesé peut être traité d'une autre manière. Le précipité est traité par l'acide nitrique, ou mieux par l'acide acétique, avec quelques gouttes d'acide nitrique : l'oxyde d'antimoine resté insoluble, est filtré et dosé. Le nitrate (ou acétate) de cuivre formé est dosé, en précipitant par le zinc métallique et fondant le cuivre dans un scorificateur avec de la soude ou de la potasse caustique, ou comme il a été dit (221 et suivants). Lorsqu'on veut une grande exactitude, il faut doser le cuivre dans la liqueur nitrique ou acétique à l'état d'oxyde noir, en précipitant par une solution de potasse concentrée et en faisant bouillir. Le précipité, lavé, filtré et séché, contient pour 1 gramme d'oxyde de cuivre : 0,888 de cuivre métallique.

253. S'il n'y a point d'antimoine, ce qu'il y a de plus simple à faire c'est de conduire l'analyse comme à l'article 251, en précipitant, avant l'emploi de l'ammoniaque, par la baguette de zinc, qui fournit le plomb argentifère et le cuivre à l'état spongieux ou de cément réunis. Reprenant ce précipité par l'acide sulfurique, le plomb reste insoluble à l'état de sulfate qui est dosé; le cuivre, dissous à l'état de sulfate, est précipité, ainsi qu'il a été dit, par la solution de potasse caustique ou par le zinc métallique; le fer est ensuite précipité par l'ammoniaque et le zinc dosé volumétriquement.

254. *γ) Si l'alliage à analyser n'est pas chloruré*, l'attaque par l'acide nitrique laisse l'oxyde d'antimoine insoluble : il convient d'étendre la liqueur d'eau distillée chaude, afin de bien dissoudre le nitrate de plomb, qui quelquefois se dépose. Le précipité filtré est dosé. La liqueur plomb, cuivre, zinc, fer est traitée comme il a été indiqué (251).

S'il n'y a pas d'antimoine, on supprime l'hydrogène sulfuré, et l'on n'emploie que l'acide sulfurique, qui précipite le plomb à l'état de sulfate et retient le cuivre et le zinc; la liqueur verte est reprise par l'ammoniaque, qui retient encore ces deux métaux, mais précipite le fer; puis, après filtration, la liqueur bleu céleste est traitée par une dissolution chaude et concentrée de potasse, après neutralisation de l'ammoniaque par un acide. Après avoir séparé le cuivre à l'état d'oxyde, on précipite le zinc à l'état de sulfure, par le sulfhydrate d'ammoniaque et on le dose à l'état d'oxyde.

S'il y a au contraire de l'antimoine, on use de l'hydrogène sulfuré, avant la précipitation du fer par l'ammoniaque; on le sépare du plomb et du cuivre l'acide nitrique étendu; on traite par une baguette de zinc pesée d'avance, et on sépare ces deux corps par l'acide sulfurique, ainsi qu'il a été dit. Le fer est dosé ensuite par l'ammoniaque, après l'avoir ramené au maximum, et enfin le zinc est déterminé volumétriquement, ou en le précipitant par le sulfhydrate d'ammoniaque, pour le doser également à l'état d'oxyde.

Le cuivre, dans la liqueur sulfurique, peut se doser volumétriquement comme le zinc, par l'un des procédés indiqués (221 et suivants).

255. Plaçons ici une observation très importante. Dans toutes ces méthodes d'analyse, l'argent est absolument sacrifié, à cause de sa faible teneur, difficile, pour ne pas dire impossible, à déterminer par voie humide. Un essai pour argent à la coupelle devient donc le complément indispensable d'une analyse qui a permis

de doser les autres métaux. Or on ne peut coupeller l'alliage ternaire cuprifère, si le zinc dépasse une certaine proportion : l'antimoine et le fer gênent la coupellation, mais, comme ils s'oxydent, dès que le bain se découvre et disparaissent dans les os du vase, on n'a point à s'en préoccuper. L'alliage de cuivre, argent et plomb, supposé débarrassé de zinc, est lui-même peu commode à coupeller ; mais lorsque le cuivre, l'argent et le plomb sont dans les proportions définies indiquées plus loin, les litharges, quoique cuivreuses, s'imbibent dans la coupelle, et on arrive au bouton d'argent. Comme, d'autre part, on a, par une analyse, déterminé les proportions exactes de cuivre et de plomb de la matière à essayer, on est toujours maître de faire varier, dans l'alliage plumbo-cuivreux argentifère à coupeller, les proportions du plomb nécessaire pour passer aisément le cuivre dans les os de la coupelle.

La difficulté est donc de se débarrasser du zinc. On peut expulser le zinc en recueillant l'oxyde de zinc de la coupelle, qu'on fait tomber en partie dans un scorificateur placé au-dessous d'elle ; mais il est préférable et plus exact d'opérer comme suit. On pèse 25 grammes de l'alliage cuivreux, qu'on dissout dans l'acide nitrique et on précipite par le zinc métallique le cuivre, le plomb et l'argent ; car ce dernier est totalement entraîné avec le plomb. Le précipité, bien lavé, est fondu dans un creuset ou dans un scorificateur, avec de la potasse caustique, du charbon en poudre et du borax. Le paillon fourni par la fonte contient le cuivre, une partie de plomb et tout l'argent. C'est ce paillon qu'il s'agit de coupeller.

256. La présence du cuivre dans l'argent ou de l'argent dans le cuivre donne lieu à une série d'alliages qu'il est important de savoir parfaitement essayer. Ils constituent la bijouterie d'argent, les monnaies : on retrouve encore le cuivre dans la soudure d'argent, dans cello d'or, dans les médailles d'argent, le doré, etc.

Avant la découverte du procédé Gay-Lussac par voie humide, il n'y avait point d'autre moyen d'essayer les matières, contenant cuivre et argent, que la coupelle, en les mélangeant à des doses suffisantes de plomb. Cette manière d'opérer, quoique donnant lieu à des pertes de titres, — variables, non seulement avec les titres d'argent, mais encore avec leur contenu en cuivre, — est toutefois suffisamment exacte, parce qu'on peut pratiquer sur le rendement de la coupelle des corrections de titres : quand l'argent est dominant, le procédé Gay-Lussac s'applique du reste très bien (Voir Désargentation des plombs (80) et suivants).

257. Les matières d'argent cuprifères, dans lesquelles le cuivre n'arrive pas à plus de moitié du poids, passent facilement à la coupelle quand on leur ajoute, pour 1 gramme d'alliage, 16 à 17 grammes de plomb. Le feu du four à moule est maintenu un peu plus haut que quand il n'y a pas de cuivre, l'essai se figeant plus facilement. La question de chauffage est donc la seule préoccupation inhérente à ce genre de travail.

258. Quand l'alliage tient moins de 50 pour 100 de cuivre, les quantités de plomb ajoutées sont moindres ; elles sont indiquées, pour 1 gramme d'alliage de cuivre et argent, dans le tableau suivant :

(A)

PLOMB	TITRES EN ARGENT
14 grammes pour un titre de 600 millièmes.	
12 gr.	700 m.
10 gr.	800 m.
7 gr.	900 m.
5 gr.	950 m.
0 <sup>r</sup> ,50	1000 m.

Remarquons en passant que la dernière ligne du tableau indique que l'argent seul, c'est-à-dire sans cuivre, n'exige que la moitié de son poids pour passer aisément à la coupelle.

Quand l'alliage contient déjà une certaine proportion de plomb, on peut la déduire du quantum indiqué dans la première colonne du tableau.

La bijouterie d'argent à 900 millièmes donne, avec ces proportions de plomb, le titre assez exact, si la prise d'essai se fait sur 1 gramme, et en général, avec cette unité de poids, le nombre de milligrammes que pèse le *bouton de retour* d'argent indiquera le titre de l'alliage en millièmes. Un bouton pesant 850 milligrammes représente un alliage à 850 millièmes. Ce bouton n'est du reste pas de l'argent pur : il contient toujours des traces de cuivre et de plomb. En comparant les résultats de la coupellation avec ceux de la voie humide par le procédé de Gay-Lussac, on est arrivé à former le tableau suivant de compensation, pour l'essai des matières d'argent.

(B)

TITRES trouvés par la coupellation	• PERTES ou quantités à ajouter aux titres- trouvés à la coupelle	TITRES EXACTS
998,97	1,05	1000
947,50	2,50	950
896,00	4,00	900
845,85	4,15	850
795,70	4,50	800
745,48	4,52	750
695,25	4,75	700
645,29	4,71	650
595,52	4,68	600
545,52	4,68	550
495,52	4,68	500
396,05	3,95	400
297,40	2,60	300
197,47	2,55	200
99,42	0,88	100

259. On se trouve parfois embarrassé de déterminer *a priori* la quantité de cuivre contenue dans l'alliage du bijou, de la monnaie, de la médaille, de la sou-



dure (argent, or), de l'alliage plombo-cuivreux-argentifère, etc., à coupeller. Cependant, en général, les titres de monnaies, médailles et argenterie, à moins de fraude, correspondent aux timbres du contrôle ou marques des Bureaux de garantie. Les monnaies au-dessus de la pièce de 2 francs sont à 900 millièmes; celles au-dessous, à 855 millièmes; les médailles sont à 950 millièmes; l'argenterie au premier titre est également à 950 millièmes, avec une tolérance en moins de 5 millièmes; l'argenterie au second titre est à 800 millièmes, avec une tolérance en moins de 5 millièmes. Certaines crasses riches de la liquation des cuivres argentifères et de la désargentaion par le zinc, contenant le plomb, le zinc et l'argent (alliage ternaire), retiennent souvent une proportion assez forte de cuivre, provenant des crasses et plombs bruts cuivreux soumis à ces traitements.

Pour savoir exactement quelle est la quantité de plomb à ajouter, dans ces divers cas, pour coupeller un alliage d'argent dont la teneur en cuivre est inconnue, on pèse 10 centigrammes de l'alliage et 1 gramme de plomb (ou 2 grammes, dans le cas où le cuivre est très apparent, ce qui est annoncé par la couleur rougeâtre de l'alliage).

On fait une coupellation préalable de ces 10 centigrammes; le bouton pesé représente, à 2 centièmes près, le titre de l'alliage en argent: sur ce rendement on peut alors déterminer, d'après le tableau précédent (A), la quantité exacte de plomb à ajouter pour l'essai définitif de 1 gramme d'alliage et corriger finalement le titre à l'aide du tableau (B).

240. On a soin de coupeller toujours en présence de *témoins*, lorsqu'on a des alliages dont il est indispensable de déterminer le titre exact. On appelle ainsi des alliages préparés d'avance avec de l'argent à 1000 millièmes et à diverses teneurs en cuivre, échelonnées d'après une loi progressive.

Prenons un exemple. Si l'essai préalable a donné un titre de 852 millièmes: à 2 centièmes près, le titre sera de 854. Il faut donc à 1 gramme d'alliage, d'après le tableau (A), ajouter 11 grammes de plomb. Si l'essai définitif, ainsi que le témoin, fournissent un titre commun de 855, par exemple, la correction du titre réel se fera à l'aide de la table de compensation (B).

Cette correction est, dans ce cas, de 4,27, et le titre réel de

$$855 + 4,27 = 859,27 \text{ millièmes,}$$

en prenant la moyenne des pertes qui correspondent à 795,70 et 845,95.

241. L'essai par le procédé de Gay-Lussac, si le cuivre n'est pas trop abondant (50 pour 100), est toujours suffisamment exact et peut remplacer la coupelle. C'est ce qui se fait généralement maintenant. Toutes les fois que les matières à essayer sont des matières d'argent, c'est-à-dire ne contenant qu'en sous-ordre des corps étrangers, le procédé Gay-Lussac est excellent, pourvu qu'on prenne certaines précautions qui seront indiquées, ci-après B), lorsque les corps étrangers sont du mercure, du soufre, du palladium, du platine, etc.

242. B. ALLIAGES TERNAIRES COMPLEXES RARES  $m\text{Cu}[(\text{Pb}, \text{Zn}, \text{Ag}), \text{Au}, \text{Pd}, \text{Hg}, \text{Sn}, \text{Bi}, \text{Pt}]$ .

a) Quand l'alliage cupro-zinco-argentifère contient de l'or, il suffit de le traiter

comme s'il n'existait pas, c'est-à-dire qu'en traitant la matière pour argent à la coupelle, ainsi qu'il a été dit ci-dessus, l'or se trouve avec lui. Par le *départ*, qui consiste à séparer l'argent de l'or, on dosera les deux métaux.

243 b) Mêmes réflexions et mêmes opérations pour le *platine et le palladium*, qui se trouvent également, par la coupellation, dans l'argent.

244. Mais pour que cette opération réussisse bien, il faut que l'or soit *inquarté*, c'est-à-dire que l'or soit à l'argent, dans l'alliage à coupler, dans le rapport de 1 d'or pour 3 d'argent : cette opération préliminaire, qui consiste à ajouter à l'alliage l'argent nécessaire pour obtenir ce rapport, s'appelle l'*inquartation*.

Il faut donc savoir d'avance le titre très approximatif de l'or. On l'*approxime*, au moyen de la pierre de touche, ou en passant à la coupelle 10 centigrammes de l'alliage avec 30 centigrammes d'argent et 1 gramme de plomb.

« Le bouton, aplati et mis en ébullition pendant quelques minutes avec 5 à 6 grammes d'acide nitrique, donne un résidu d'or, dont le poids indique approximativement le titre de l'alliage. C'est cette opération qui porte le nom de *départ*.

« La pratique a montré que l'opération du départ, c'est-à-dire la séparation de l'argent au moyen de l'acide nitrique, s'exécute d'une manière complète, lorsque, dans le bouton, l'or est à l'argent dans le rapport de 1 partie d'or à 3 parties d'argent.

« Le titre approximatif étant connu, soit 900 millièmes, on pèse avec exactitude 0<sup>er</sup>,500 d'alliage, on l'introduit, dans un petit morceau de papier, avec la quantité voulue d'argent, soit 1<sup>er</sup>,550.

« D'autre part, on pèse le plomb nécessaire à la coupellation, soit 5 grammes de plomb, et on le porte dans une coupelle bien rouge ; lorsque le plomb est *découvert*, c'est-à-dire que sa surface est nette et brillante, on y ajoute l'alliage, ainsi que l'argent.

« On procède alors comme pour un essai d'argent, les phénomènes étant à peu près les mêmes.

« Lorsque le bouton s'est fixé, on l'enlève, on l'aplatit sur un tas d'acier, on le recuit, on le lamine et on le recuit une seconde fois. La lame mince roulée sur elle-même en spirale constitue le *cornet*, qu'il faut soumettre à l'action de l'acide nitrique ou au *départ*.

« Le cornet est introduit dans un matras d'essai avec 50 à 55 grammes d'acide nitrique à 22° Baumé, puis on fait bouillir 20 minutes environ ; on décante et on ajoute de nouveau 25 à 30 grammes d'acide nitrique à 52° Baumé ; on fait bouillir 10 minutes. On décante, on lave le cornet à deux reprises avec de l'eau distillée ; on remplit alors entièrement d'eau le matras et on le renverse avec précaution dans un petit creuset d'argile, de manière à y faire tomber le cornet sans le briser. On décante l'eau recouvrant l'or et on porte le creuset au rouge, en ayant soin de ne pas fondre le métal.

« Le poids du cornet donne le titre de l'alliage.

« Lorsque l'or est à un titre élevé, il faut soumettre le cornet à trois traitements successifs par l'acide nitrique, afin d'éviter les surcharges.

« Le tableau suivant peut servir de base à une table de compensation qui per-

mettrait, au moyen d'une correction, d'obtenir toute l'exactitude que comporte la coupellation de l'or.

TITRES VRAIS DE L'OR	TITRES OBTENUS	DIFFÉRENCES	TITRES VRAIS DE L'OR	TITRES OBTENUS	DIFFÉRENCES
900	900,25	+ 0,25	400	399,50	— 0,50
800	800,50	0,50	300	299,50	0,50
700	700,00	0,00	200	199,50	0,50
600	600,00	0,00	100	99,50	0,50
500	499,50	— 0,50			

« Ces résultats ont été obtenus avec des mélanges d'or et de cuivre purs et coupillés avec des quantités de plomb indiquées dans le tableau suivant :

TITRES de L'OR ALLIÉ AU CUIVRE	QUANTITÉS DE PLOMB NÉCESSAIRES pour enlever le cuivre par la coupellation	TITRES de L'OR ALLIÉ AU CUIVRE	QUANTITÉS DE PLOMB NÉCESSAIRES pour enlever le cuivre par la coupellation
1000 millièmes	1 partie	500 millièmes	26 parties
900 —	10 —	400 —	34 —
800 —	16 —	300 —	
700 —	22 —	200 —	
600 —	24 —	100 —	

« Lorsque l'alliage d'or et d'argent retient une petite quantité de cuivre, on a le doré. Dans ce cas, l'alliage est dosé par voie humide pour l'argent, si l'or n'excède pas 200 à 300 millièmes. Il faut avoir soin de réduire l'alliage en lames très minces et de faire bouillir plusieurs fois avec de l'acide nitrique concentré, avant de précipiter par le sel marin.

« L'or est dosé dans une seconde prise d'essai, en passant l'alliage à la coupelle et en soumettant le bouton de retour au départ ordinaire par l'acide nitrique. Il est également nécessaire de passer à la coupellation un témoin, lorsqu'on détermine l'argent par différence entre le poids du bouton de retour et celui de l'or, la présence de l'or donnant toujours une surcharge.

« Enfin, si l'alliage présente des indices de rochage, il faudra l'essayer à la goutte. »

245. « L'essai au touchau n'est qu'approximatif. Avec de la pratique, on peut déterminer le titre d'un alliage de cuivre et d'or à moins d'un centième près. Cet essai exige l'emploi : 1° de la pierre de touche, 2° des touchaux, 3° de l'acide pour les touchaux.

« L'acide, pour les touchaux, se compose de :

« 98 p. acide nitrique de 1,340 densité (57° Baumé),

« 2 p. acide chlorhydrique de 1,175 de densité (21° Baumé),

« 25 p. d'eau,

ou bien de :

« 125 p. acide nitrique (31° Baumé),

« 2 p. acide chlorhydrique (21° Baumé).

« On fait sur la pierre de touche 3 ou 4 touches, afin de décaper l'objet avant de prendre la touche définitive; puis on compare cette dernière avec des touches faites par des toucheaux, dont les titres sont connus (585, 625, 667, 708 et 750 millièmes).

« On mouille ces diverses touches ou traces avec une baguette de verre trempée dans l'acide et on examine l'effet produit.

« La trace disparaît presque subitement, si elle a été faite avec du cuivre; elle résiste, si le bijou est au titre de 750 millièmes ou au-dessus; dans ce cas, un linge fin passé légèrement sur la pierre n'enlève pas la trace.

« La teinte verte plus ou moins foncée que prend l'acide, ainsi que l'épaisseur de la couleur de la touche ou trace d'or qui reste sur la pierre, permettent à une personne expérimentée de déterminer le titre d'une manière très approximative. »

(Extrait de l'*Agenda du chimiste*, 1881, p. 205 et suivantes.)

246. Dans les analyses qui correspondent aux trois corps précédents : or, platine, palladium, le dosage se fait donc par simple coupellation.

Quand ces trois métaux sont associés en outre à l'argent et au cuivre et se trouvent en majorité dans la matière à essayer par rapport au plomb et au zinc supposés en faible proportion, il est nécessaire alors d'opérer de la façon suivante :

On passe l'alliage pesé à la coupelle avec du plomb, en forçant la température; la perte de poids correspond à la disparition du zinc, du plomb et du cuivre. On considère cette perte comme étant du cuivre, pour calculer d'après le tableau (A) la quantité nécessaire de plomb pour bien coupler; au besoin on ajoute un poids connu d'argent à 1000 millièmes.

Le bouton d'argent, or et platine, est pesé, laminé, traité par l'acide sulfurique bouillant concentré, qui dissout l'argent. Le résidu est lavé, desséché, pesé : la différence donne le poids de l'argent contenu, dont il faudra déduire l'argent introduit comme auxiliaire. Ce résidu pesé est coupellé avec 6 fois la quantité d'argent qui correspond au platine, quantité qu'une première fois on peut estimer par approximation par la couleur du bouton. On obtient un nouveau bouton qu'on lamine et attaque par l'acide nitrique bouillant, lequel dissout le platine et l'argent; le premier, insoluble dans l'acide nitrique, se trouve cependant entraîné à la faveur de l'argent, parce que celui-ci domine.

Le résidu est l'or : le poids du bouton, déduit du poids du résidu or et platine, donne le poids de ce dernier métal.

On répète l'essai une seconde fois : si la seconde opération donne exactement le même poids d'or, c'est que le platine a été, en effet, complètement enlevé par l'acide nitrique.

247. c) Quand l'alliage contient du mercure, on le dose en présence du plomb, du zinc et de l'argent, du fer, de l'antimoine, du platine, du palladium, de l'or, etc.,

en calcinant l'alliage : la perte de poids donnera le poids du mercure volatilisé, s'il n'y a pas d'autres métaux volatils en jeu.

Les dernières traces de mercure s'éliminent très difficilement : le zinc surtout le retient assez énergiquement.

On peut alors opérer dans un tube en verre de Bohême pour analyse organique, dans lequel on introduit la matière à analyser avec un excès de chaux ou de cuivre métallique, en ayant soin de placer au bout du tube un peu de bicarbonate de soude, afin de pouvoir balayer par l'acide carbonique les vapeurs qui pourraient rester dans l'appareil.

Les vapeurs de mercure sublimé sont reçues et condensées dans un tube à boules, contenant une petite quantité d'eau et pesé d'avance. Lorsque l'opération est terminée, on détermine la quantité de mercure obtenu, en pesant de nouveau le tube : la différence de poids donne le mercure, qui d'ailleurs peut être recueilli et alors pesé directement.

Nous indiquons encore la méthode suivante :

On exécute une analyse spéciale, en conformité des indications antérieures, sans se préoccuper du mercure, à moins que ce dernier ne soit en excès. Soit qu'on se serve de l'acide sulhydrique ou de l'ammoniaque et en général des alcalis, les précipités de sulfures et d'oxydes donneront du mercure mélangé; car les sels mercuriels sont précipités par ces réactifs.

On isole les précipités contenant du mercure (sulfures ou oxydes), en les redissolvant dans l'acide nitrique et les traitant par l'acide chlorhydrique ou un chlorure, qui donne un précipité blanc de chlorure mercurieux, si le mercure se trouve à l'état de sel mercurieux.

Toutefois, il est encore préférable de précipiter la liqueur par le zinc métallique : si le précipité de plomb spongieux ou de cuivre de ciment sont entachés de mercure, la scorification ou la fonte au creuset volatiliseront le mercure précipité, qui sera représenté par la perte de poids du précipité avant la fonte : en général tout précipité contenant du mercure à l'état métallique ou autre, pourvu que ce ne soit pas à l'état d'oxyde, expulsera le mercure qu'il peut contenir, par une simple et suffisante calcination du précipité.

248. *d)* Quand l'alliage cupro-plombo-zincifère contient de l'étain, on obtiendra ce dernier réuni partiellement au cuivre et au plomb, lorsqu'on se servira du zinc métallique pour précipiter ces métaux : le cuivre mêlé au plomb spongieux contiendra de l'étain métallique, dans les sels stanneux et le métal mélangé d'hydrate stannique, dans les sels stanniques<sup>1</sup>. Lorsqu'on a attaqué la matière par l'acide nitrique, comme cela est généralement le cas dans les analyses indiquées jusqu'à présent, et si on n'a point d'or dans la dissolution, on peut précipiter l'étain à l'état de pourpre de Cassius par le chlorure d'or, si le métal dans la liqueur est à l'état d'acide stanneux. Lorsqu'il y a de l'antimoine, il convient de dissoudre les sulfures dans l'acide chlorhydrique, ajouter de l'acide tartrique, étendre d'eau et précipiter l'antimoine en noir d'étain sur une lame pour la moitié de la liqueur; précipiter, dans l'autre moitié, les deux métaux par le zinc et redissoudre l'étain

1. Pour cela il faut, dans ce dernier cas, que la liqueur ne contienne pas d'excès d'acide.

seul par l'acide chlorhydrique étendu de 25 pour 100 d'eau, puis précipiter le métal par l'hydrogène sulfuré.

Le mieux, lorsqu'on ne veut pas le doser, est de reconnaître l'étain au chalumeau, ce qui est assez facile, ainsi qu'on le verra plus loin; dans le cas contraire, on le dosera à l'état d'oxyde stanneux brun olive, en précipitant par l'ammoniaque en hydrate blanc et faisant bouillir, si la liqueur contient l'étain à l'état d'acide stanneux; et par l'ammoniaque simplement, sans bouillir, à l'état de blanc d'hydrate, peu soluble dans un excès de réactif, lorsque le métal dans la liqueur est à l'état de sel stannique : 1 gramme d'oxyde stanneux contient 88 pour 100 d'étain; 1 gramme d'oxyde stannique contient 78,66 pour 100 d'étain. Le cuivre reste dissous.

L'étain se précipite par l'acide sulfhydrique en brun foncé, quand il est dans la liqueur à l'état de sel stanneux, et en jaune, quand il est à l'état de sel stannique. Le mélange des sulfures de cuivre, plomb et étain, lorsqu'on a été conduit par les prescriptions précédentes à se servir de l'hydrogène sulfuré, est traité à part par les réactifs que nous avons indiqués, afin d'en dégager l'étain mélangé.

Lorsque l'étain se trouve dans la matière à essayer à l'état d'oxyde, il se refuse généralement à la dissolution nitrique et reste insoluble : dans ce cas, il faudra encore traiter le précipité comme nous venons de l'indiquer, après l'avoir, au préalable, attaqué par l'acide chlorhydrique.

Le *bismuth* donne aussi un précipité par l'hydrogène sulfuré insoluble dans le sulfhydrate d'ammoniaque; s'il se trouve dans la liqueur au moment où l'on obtient la liqueur bleue caractéristique du cuivre, il fournit un précipité blanc insoluble dans l'ammoniaque en excès : il faut s'assurer qu'il est insoluble dans la potasse, sans quoi ce serait de l'oxyde de plomb.

249. Pour compléter ce sujet, nous terminerons par la remarque suivante, assez importante :

Lorsque les matières à essayer pour argent par voie de coupelle contiennent, en plus du cuivre, de l'*or*, du *platine* ou du *palladium*, les essais au moufle doivent être indispensablement exécutés avec des *témoins*.

**II. Cuivre engagé dans des gangues.** (*Minerais, roches ou minéraux colorés par le cuivre, résidus de lavage, résidus d'attaques par voie humide, etc., etc.*).

250. L'analyse, pour cuivre devient indispensable, quand le titre en cuivre n'est plus appréciable par les procédés indiqués pour l'essai par voie sèche ou humide et surtout quand il se trouve engagé sous divers états qu'il est nécessaire de déterminer, dans des combinaisons minérales naturelles ou artificielles.

C'est principalement à l'état de carbonate, silicate, arséniate et phosphate qu'on le trouve dans les minerais ou matières non métalliques; fréquemment ces divers sels cuivreux sont associés et simultanément présents dans la masse : il convient alors de pouvoir préciser quels sont les éléments liés au cuivre, à cause de l'influence qu'ils peuvent exercer sur le traitement métallurgique.

Nous nous limitons à indiquer ici comment on dose l'arsenic, la silice, l'acide sulfurique, l'acide phosphorique et l'acide carbonique, qui sont les corps les plus fré-

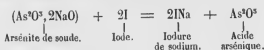
quemment associés au cuivre à l'état de sel. Nous avons déjà indiqué comment on dose le chlore (252).

251. L'arsenic peut être dosé de plusieurs manières : nous n'en citerons que deux :

1<sup>re</sup> Par le chlorate de potasse, le nitrate de plomb et la soude, à l'état d'arséniate de plomb. Voici comment on opère :

On attaque par l'acide nitrique concentré, en présence de quelques cristaux de chlorate de potasse ; on ajoute, après digestion prolongée, de l'eau ; puis on filtre. La solution acide est traitée par une dissolution de nitrate de plomb, qui donne lieu à la précipitation de sulfate de plomb, si ce dernier métal est présent ; mais l'arséniate de plomb reste dans la liqueur, qu'on filtre et traite par la soude caustique : l'arséniate de plomb se précipite alors ; il est filtré, lavé et séché. 100 parties d'arséniate de plomb correspondent à 29 parties d'acide arsénieux et à 22,2 parties d'arsenic métallique.

2<sup>o</sup> Par le procédé volumétrique de *Mohr*, fondé sur la réaction de l'iode sur l'arsénite de soude, et représenté par la formule :



Voici comment on opère :

On prépare d'abord une solution d'iode (n<sup>o</sup> 1), tenant 5 milligrammes d'iode par centimètre cube de liqueur ; on pèse à cet effet 2<sup>gr</sup>,50 d'iode cristallisé et 4 grammes d'iodure de potassium et on dissout le tout dans un demi-litre d'eau distillée. Cette dissolution est titrée de la façon suivante :

On fait une liqueur normale arsenicale (n<sup>o</sup> 2). Pour cela, on pèse 4<sup>gr</sup>,95 d'acide arsénieux cristallisé pur, qu'on dissout à chaud dans du bicarbonate de soude et dans 200 centimètres cubes environ d'eau distillée. La liqueur décantée reçoit par petites doses de nouvelles portions de carbonate de soude et d'eau, jusqu'à dissolution complète et saturation presque totale ; on transvase dans un vase d'un litre et l'on ajoute une dernière portion de 20 à 25 grammes de bicarbonate de soude et d'eau, pour parfaire le volume de 1000 centimètres cubes. On fait, d'autre part, une dissolution d'amidon frais (n<sup>o</sup> 3), dans 150 centimètres cubes d'eau, avec addition également d'un peu de bicarbonate de soude.

Pour titrer la liqueur d'iode, on ajoute 10 centimètres cubes de la liqueur amidonnée (n<sup>o</sup> 3) à la dissolution arsenicale (n<sup>o</sup> 2), et on verse graduellement à la burette la dissolution d'iode (n<sup>o</sup> 1) dans cette dernière, jusqu'à coloration franche de l'amidon en bleu, coloration qui ne doit pas disparaître par l'addition d'un excès de bicarbonate de soude : on note les degrés et on obtient ainsi le titre de la liqueur normale d'iode.

La détermination de l'arsenic à l'état d'acide arsénieux dans une matière ou minéral de cuivre se fait de la manière suivante :

On attaque 1 gramme de la matière par l'acide nitrique concentré ; après digestion prolongée, on introduit du bicarbonate de soude, avec précaution, afin d'éviter l'effervescence trop énergique et la projection du liquide. Après attaque complète

et saturation, on introduit un courant d'acide sulfureux, pour ramener l'acide arsénique au minimum, c'est-à-dire à l'état d'acide arsénieux, état auquel il s'agit de le doser.

On ramène la liqueur à un volume donné (1 litre, par exemple), qu'on traite par la dissolution titrée d'iode, comme il a été dit ci-dessus, pour la détermination du titre normal : la quantité de liqueur normale d'iode employée donnera la teneur en arsenic de la matière analysée. On peut remplacer l'acide sulfureux gazeux par la dissolution de ce gaz dans l'eau ou par un sulfite soluble.

L'appareil de Marsh, à l'hydrogène arsénié, donnant des taches métalliques sur une plaque de porcelaine, peut également servir pour la détermination de la teneur en arsenic des minerais; celui de Mohr est plus pratique pour les laboratoires d'usine : celui de Marsh est plus propre aux recherches toxicologiques, où il convient de rendre l'arsenic visible et manifeste aux yeux.

252. *L'acide sulfurique* et le *soufre* dans les minerais de cuivre se dosent à l'état de sulfate de baryte ou de sulfate de plomb. Dans la liqueur nitrique ou régale, on sépare d'abord, par filtration et d'avec la gangue, le soufre natif qui se forme pendant l'attaque à chaud du minerai, et à cette première partie de soufre qu'on redissout au besoin dans le sulfure de carbone, s'il ne peut s'isoler convenablement de la gangue, s'ajoute celle que donne le calcul du soufre par le poids du sulfate de baryte, précipité à chaud par un excès de chlorure de baryum ou d'acétate de plomb. A 100 de sulfate de baryte correspondent 34,356 d'acide sulfurique et 18,73 % de soufre.

Dans cette analyse, il convient de ne faire l'addition de l'acide chlorhydrique qu'après avoir laissé réagir l'acide nitrique fumant et même en avoir évaporé l'excès.

Pour les petites doses de soufre à déterminer, on place la substance dans une nacelle, placée elle-même dans un tube de porcelaine, qu'on porte au rouge et qu'on fait traverser par un courant formé d'un mélange de 25 % d'acide carbonique et 75 % d'hydrogène. L'hydrogène sulfuré produit et qui s'échappe est reçu dans une dissolution de nitrate d'argent ou d'acétate de plomb, d'où le soufre est dosé à l'état de sulfure d'argent ou de sulfure de plomb filtré, lavé, séché et pesé. Le sulfure d'argent contient 87 % de métal argent et 0,1294 de soufre.

253. Pour la *silice*, on suit l'un des deux procédés ordinaires des analyses docimastiques :

1° La silice non combinée est dosée à l'état de sable, par simple filtration de la liqueur d'attaque (eau régale sur 1 gramme de matière); s'il y a du soufre, on l'enlève par calcination ou par le sulfure de carbone. Si la silice est combinée, le résidu est gélatineux; il faut alors évaporer à sec, la calciner pour la rendre insoluble et on l'isole pour la séparer par l'acide chlorhydrique du reste de la matière essayée.

2° Quand la combinaison de silice avec le cuivre et autres substances est inattaquable par les acides, on attaque au creuset d'argent 1 gramme de matière avec du carbonate de la potasse ou de potasse caustique; on forme un silicate alcalin, qu'on dissout dans l'eau, et qu'on précipite à l'état de fluosilicate de potasse, par l'acide



hydrofluosilicique. 100 parties de silicc tiennent 46,66 % de silicium, et 100 parties de fluosilicate de potasse tiennent 65,72 d'acide hydrofluosilicique et enfin 10,77 % de silicium.

254. Pour l'acide carbonique, la méthode la plus pratique est de calciner la matière pesée dans un tube de porcelaine et de recueillir le gaz acide carbonique dans une dissolution de potasse ou de chaux sodée, qu'on titre à l'acétimètre ou qu'on pèse avant et après l'expérience. Pour que l'analyse soit correcte, il ne faut pas que la gangue contienne de matière carbonacée : bitume, etc. Dans ce cas, on fait la réaction d'abord par voie humide, en dégagant l'acide carbonique des carbonates par une attaque de la matière à l'acide chlorhydrique faible, en recueillant le premier gaz ; puis une nouvelle portion de la matière est reprise par le procédé au tube de porcelaine pour doser le carbone des autres matières contenues.

255. Le phosphore est dosé, comme on le fait en général dans tous les procédés docimastiques, à l'état de phosphate aminoniaco-magnésien. On prend 250 centimètres de la matière, qu'on chauffe dans un tube avec un peu d'acide nitrique concentré et d'acide chromique. Au bout de trois heures, on ajoute un peu d'alcool pour réduire l'excès d'acide chromique ; on évapore au bain-marie et l'on reprend par l'eau. On précipite alors l'acide phosphorique de la matière par l'ammoniaque et le sulfato de magnésie. On filtre, lave et calcine : 100 de pyrophosphate de magnésie précipité contiennent : 29,95 % de phosphore et 65,96 % d'acide phosphorique.

256. Comme dans tout ce que nous avons dit, nous n'indiquons que des pratiques courantes d'usine, il faudra, dans les cas où les alliages ternaires complexes et les minerais ou matières cuivreuses plus compliqués contiendraient d'autres éléments que ceux que nous avons signalés, avoir recours aux traités spéciaux de Docimasie. Nous renvoyons surtout aux excellentes instructions de M. Terreil, pages 103 et suivantes de l'*Encyclopédie chimique*.

### § III. CHALUMEAU.

257. Les caractères du cuivre au chalumeau sont assez nets.

On peut d'ailleurs raffiner le cuivre à l'aide de cet appareil, lorsqu'on l'a obtenu à l'état de cuivre noir, par un essai par voie sèche, soit par la méthode anglaise, soit par la méthode allemande.

On prend 2<sup>gr</sup>,50 de matière, qu'on fond avec de l'arsenic (1 à  $\frac{1}{2}$  partie pour 1 de matière) dans un creuset. On prend de 0<sup>gr</sup>,5 à 1 gramme du bouton et à la flamme intérieure du chalumeau on le fond sur du charbon avec un peu de borax. On passe alors à la flamme oxydante, jusqu'à ce que le bouton soit devenu brillant ; on reprend ce bouton sur un nouveau charbon à la flamme réductive, sans borax, jusqu'à ce que toute fumée ait cessé. Le poids du bouton donnera le titre en cuivre raffiné de la matière, par un simple calcul de proportion.

Pour tous les détails relatifs au chalumeau, nous renvoyons aux pages 98 et sui-

de la *Métallurgie* de la Désargentation des *Plombs argentifères* de l'*Encyclopédie chimique*; nous en extrayons ici seulement les données sur le cuivre et les métaux qui ordinairement accompagnent ce métal dans les usines.

258.

A. *Caractères au chalumeau.*

a. Le *cuivre* se reconnaît facilement; il ne donne jamais de perle incolore, jaune ni rouge. Elle n'est rouge foncé qu'avec le sel de phosphore au F.R.<sup>1</sup>, après refroidissement et rouge brun avec le sel de borax, au F.R. à chaud et à froid. La perle est trouble et il faut souffler très peu de temps. La perle est bleue et verdit par le refroidissement au F.O., avec les sels de borax et de phosphore, et elle est verte, avec les deux mêmes sels, au F.O. à chaud et au F.R., également à chaud.

259. b. Le *plomb* placé sur un charbon, dans une cavité, fond facilement en un globule sphérique. En le soumettant à la F.O. d'une façon continue, on forme des litharges qui fondent, mais se réduisent de nouveau à l'état de métal. Cependant une partie du plomb se volatilise et donne lieu à des fumées caractéristiques : il reste un enduit jaune, qui disparaît avec F.R., ou redonne des globules de plomb métallique.

En plaçant le plomb dans une petite coupelle, on lui fait absorber les litharges, comme dans l'opération du moufle, et l'on obtient un bouton d'argent, si le plomb est argentifère; on opère de même sur le cuivre argentifère, en ajoutant du plomb métallique.

Avec le borax, on obtient au F.O. une perle incolore, s'il y a peu de plomb en présence, et jaune, quand le plomb domine.

Au F.R., la perle est grise et opaque et devient incolore à la longue.

Avec le sel de phosphore, le plomb donne une perle également jaune et incolore, seulement quand la quantité de plomb présente est tout à fait minime.

260. c. Le *zinc* est volatil. En le fondant sur du charbon, il disparaît rapidement dans F.R., en laissant généralement un petit enduit ou auréole jaune, qui blanchit par le refroidissement (oxyde de zinc). Au F.O., l'oxydation est manifeste et caractéristique; si le zinc arrive à 1 ou 2 pour 100 dans le plomb, il brûle d'une flamme bleue caractéristique, qui le fait reconnaître aisément. Avec le borax, au F.O., la perle est jaune pâle et presque incolore, s'il y a peu de zinc. Au F.R., elle est incolore, en soufflant longtemps et grise et opaque, si on souffle peu longtemps. Avec le sel de phosphore, au F.O., la perle est également plus ou moins jaune, l'intensité variant avec la quantité de zinc. Lorsque le plomb et le zinc sont alliés, on voit que les réactions du borax et du sel de phosphore sont assez analogues : l'intensité seule du jaune les distingue : il faut une certaine habitude pour apprécier ces nuances; s'il y a du cuivre en même temps que du plomb et du zinc, sa présence est manifestée par les réactions indiquées ci-dessus a).

Certains auteurs indiquent que, lorsqu'on trouve du zinc dans une recherche, il n'est pas nécessaire de faire une investigation pour l'étain, parce que ces deux métaux

1. F. R. par abréviation, feu ou flamme de réduction; F. O. par abréviation, feu ou flamme d'oxydation.

se rencontrent très rarement ensemble. Ceci, assez vrai pour les minerais, n'est cependant pas exact pour les produits d'usines et les alliages industriels; il est assez fréquent de trouver des zincs de seconde fusion, contenant de l'étain, car l'alliage des deux métaux se fait facilement, parce que leurs densités sont très voisines (Sn : 7,29 ; Zn : 7,19). Nous indiquons ci-après le moyen de les reconnaître tous deux. Dans certains alliages : les bronzes statuaire, certaines médailles la monnaie de billon, etc., on retrouve encore ensemble l'étain et le zinc.

261. *d. Le fer* se reconnaît facilement avec le borax. Au F.O., il donne une perle rouge foncé, jaune à froid et légèrement incolore et opaque, quand il est en petite quantité. Le rouge foncé devient jaune rougeâtre, quand il est également en petite quantité et traité au F.O. à froid. Au F.R., la perle est grise et opaque, quand le fer est en petite quantité, et elle est verte à froid.

Avec le sel de phosphore et au F.O., la perle est jaune, à froid et à chaud; au F.R., la perle est rouge brun, à chaud, et jaune rougeâtre, pendant le refroidissement. Quand le fer est associé au cuivre (fonte cuivreux de Perme, par exemple), les réactions du cuivre se distinguent avec difficulté.

262. *e. L'antimoine* est un des métaux les plus difficiles à reconnaître, en présence du cuivre et du plomb. Cependant, quand on traite du cuivre ou du plomb antimonieux sur du charbon au F.O., et qu'on forme un enduit avec le sel de phosphore et un peu d'étain, l'enduit devient jaune, se borde de blanc et donne une perle noire avec une flamme verdâtre caractéristique, lorsque la bordure disparaît. C'est peut-être le caractère le plus net, mais assez difficile à observer, pour reconnaître l'antimoine en présence du cuivre et du plomb.

263. *f. L'or*, généralement en petite quantité dans les matières à essayer au chalumeau, se trouve dans le bouton d'argent : pour le distinguer il n'y a d'autre moyen que le départ à l'acide nitrique. Si on soupçonnait la présence de l'or dans une matière cuivreuse ne contenant pas de plomb, mais du zinc, comme par exemple, des scories zingueuses, il faudrait mélanger une petite quantité de la substance avec du plomb pauvre, fondre sur le charbon avec du borax au F.R, puis coupler le bouton, qui fournira l'argent aurifère, puis l'or.

264. *g. Pour les essais de platine* au chalumeau, nous renvoyons à l'analyse pyrognostique au bec de Bunsen qui est plus nette; cela est également vrai pour le *palladium* et autres métaux de la famille du platine.

265. *h. L'étain* présente au chalumeau les caractères suivants :

Au F.O., avec le borax, la perle est incolore; lorsqu'elle est refroidie, elle reste incolore. S'il y a du cuivre, la perle prend les couleurs indiquées pour ce métal.

Au F.R. mêmes phénomènes.

Au sel de phosphore et au F.O., mêmes phénomènes; la perle est incolore à chaud et à froid; il en est de même pour F.R.

En présence du plomb, il se forme un enduit jaune donnant une perle noire : en présence du plomb et du cuivre, la perle devient verdâtre et brune à la longue.

266. *i.* Le *cobalt* et le *nickel* se présentent assez fréquemment dans les produits cuivreux des usines et dans certains alliages tels que : packfung chinois, maillechort, alfévide, etc.

Nous n'insisterons point sur les caractères du bismuth, et nous renvoyons aux traités spéciaux sur les essais au chalumeau d'autres matières.

267. Nous pouvons résumer dans le tableau synoptique suivant les différents caractères des corps que nous venons d'examiner.

MÉTAUX	COULEUR DES PERLES									
	F. O.					F. R.				
	A CHAUD		REFROIDIE			A CHAUD		REFROIDIE		
	Au borax	Au sel de phosphore	Au borax	Au sel de phosphore	Au sel de phosphore	Au borax	Au sel de phosphore	Au borax	Au sel de phosphore	OBSERVATIONS
CUIVRE.	Verte.	Verte.	Blanc verdâtre pendant le refroidissement.	Verdâtre pendant le refroidissement.	Verte.	Verte.	Verte.	Rouge brun, en soufflant peu longtemps trouble.	Rouge foncé ou rouge brun et opaque.	»
FER.	Jaune rougetre, en petite quantité.	Jaune, en petite quantité, sinon jaune rougetre.	Incolore, en petite quantité, sinon jaune.	Jaune pâle.	Verte.	Jaune rougetre, en petite quantité.	Jaune rougetre, en petite quantité.	Vert bouteille.	Jaune pâle.	»
ANTIMOINE.	Incolore, en petite quantité, sinon jaune.	Incolore, en petite quantité, sinon jaune.	Incolore.	Incolore.	Incolore, en soufflant longtemps, sinon grise et opaque.	Incolore, avec feu très soutenu, sinon grise et opaque.	Incolore, en soufflant longtemps, sinon grise et opaque.	Incolore, avec feu très soutenu, sinon grise et opaque.	Incolore, avec feu très soutenu, sinon grise et opaque.	En formant un enduit avec le sel de phosphore et l'étain sur le charbon, l'enduit est jaune, bordé de blanc, donne une perle noire et disparaît avec une flamme bleue et la bordure avec une flamme verdâtre.
ÉTAIN.	Incolore.	Incolore.	Incolore.	Incolore.	Incolore.	Incolore.	Incolore.	Incolore.	Incolore.	Avec soude et F. R. et solution de cobalt.

COULEUR DES PERLES									
MÉTAUX	F. O.				F. R.				OBSERVATIONS
	A CHAUD		REFROIDIE		A CHAUD		REFROIDIE		
	Au borax	Au sel de phosphore	Au borax	Au sel de phosphore	Au borax	Au sel de phosphore	Au borax	Au sel de phosphore	
PLOMB.	Incolore, en petite quantité, sinon <i>jaune</i>	Incolore, en petite quantité, sinon <i>jaune</i> .	Incolore, en petite quantité.	Incolore.	Incolore, en soufflant longtemps, sinon <i>grise</i> et <i>opaque</i> .	Incolore, avec feu très soutenu, sinon <i>grise</i> et <i>opaque</i> .	Incolore, en soufflant longtemps, sinon <i>grise</i> et <i>opaque</i> .	Incolore, avec feu très soutenu, sinon <i>grise</i> et <i>opaque</i> .	En faisant un enduit avec le sel de phosphore et l'étain, sur le charbon, l'enduit est jaune, donnant une perle noire, et disparaît avec flamme bleue.
ARGENT.	<i>Jaune</i> très pâle, en petite quantité.	"	<i>Jaune</i> très pâle en grande quantité, <i>opaque</i> au flamber.	<i>Jaune</i> pâle.	<i>Grise</i> et <i>opaque</i> , surtout en chauffant peu longtemps, sinon <i>incoloré</i> .	<i>Grise</i> et <i>opaque</i> surtout à froid.	<i>Grise</i> et <i>opaque</i> en chauffant peu longtemps, sinon <i>incoloré</i> .	<i>Grise</i> et <i>opaque</i> .	La coupelle est ce qu'il y a de mieux, après avoir fondu avec un peu de plomb et de borax.
ZINC.	Incolore, en petite quantité, sinon <i>jaune</i> pâle.	<i>Jaune</i> .	Incolore.	<i>Jaune</i> pâle.	Incolore, en chauffant longtemps, sinon <i>grise</i> et <i>opaque</i> .	<i>Grise</i> et <i>opaque</i> surtout à froid.	Incolore, en soufflant longtemps, sinon <i>grise</i> et <i>opaque</i> .	<i>Grise</i> et <i>opaque</i> .	Flamme bleue caractéristique eu brûlant. Enduit blanc avec la soude et F. R.

Nous avons pris ces renseignements à l'Agenda du chimiste et à l'Agenda Dunod (1885). Nous recommandons tout particulièrement le remarquable et beau travail de M. Terreil, dans l'*Encyclopédie chimique*, intitulé *Instruction pratique et tableaux élémentaires d'analyse*, pages 89 et suivantes. Ses ingénieux tableaux (9<sup>e</sup> colonne) contiennent des figures nettes, très caractéristiques et coloriées avec les teintes mêmes obtenues au chalumeau, soit avec les fondants, soit avec la flamme elle-même.

### B. Bec de Bunsen.

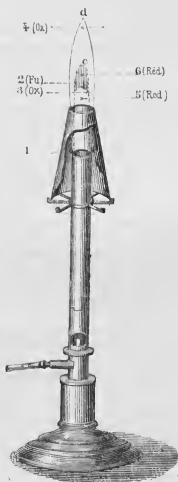


Fig. 97

268. L'analyse pyrognostique au bec de Bunsen offre cet avantage, c'est que, en volatilissant certains éléments de la matière à essayer, et en les condensant, sous

forme d'enduit, sur des surfaces froides, on peut aller beaucoup plus loin pour caractériser les corps qu'avec la méthode du chalumeau, en soumettant les enduits à quelques réactions simples. La flamme du bec de Bunsen (figure 97), composée de six zones, savoir :

- 1) Base de la flamme à basse température.
- 2) Zone de fusion; partie la plus chaude de la flamme;
- 3) et 4) Zones d'oxydation, dont la dernière est la plus énergique : le grillage s'y exécute même sur des matières volumineuses.
- 5) et 6) Zones de réduction, la première plus faiblement active que la seconde, dans laquelle on obtient assez facilement des enduits métalliques provenant de la réduction. Nous nous servirons des mêmes abréviations que ci-dessus : F.O. et F.R., pour désigner les zones d'oxydation et de réduction.

Le bec Bunsen se compose de trois pièces principales : un bec mis en communication avec le gaz d'éclairage; un agencement pour admettre plus ou moins d'air dans la masse gazeuse et une cheminée en forme d'abat-jour, qui concentre la flamme et facilite le tirage.

269. « Lorsque, sous des pressions variables, on enflamme le gaz d'éclairage à l'extrémité d'un tube effilé de petit diamètre, à mesure que la pression s'élève dans le bec, la colonne centrale de la flamme se dépouille de sa teinte jaunâtre primitive, pour passer successivement à l'orangé, au blanc, au bleu violacé, et devenir incolore. Les propriétés caloriques de cette flamme croissent proportionnellement à la pression du gaz. Sous un tiers ou un quart de millimètre de pression, par exemple, le centre de la flamme est jaune et le tour bleu : celui-ci, parce qu'il est directement en contact avec l'oxygène de l'air, et celui-là parce qu'il en est complètement privé par cette enveloppe combustible. La pression du gaz, élevée dans le même appareil à 50 millimètres d'eau, donne une flamme composée d'une colonne centrale de carbone porté au blanc, enveloppée d'un rideau bleu sur la moitié environ de sa hauteur, et incolore, de cette partie au sommet; cette seconde portion est presque complètement brûlée au contact de l'air, qui est déplacé par le jet de gaz lancé sous pression.

« Un fil de platine d'un demi-millimètre de diamètre, tenu parallèlement à la flamme, sur le bord de son enveloppe incolore, passe au blanc éblouissant; le gaz d'éclairage a brûlé sous cette pression beaucoup plus d'air que sous une pression moindre; si l'on plonge dans la flamme un corps froid, dont le volume soit tel qu'elle puisse l'envelopper, au lieu de s'échauffer, le corps s'enveloppe de molécules de carbone condensées et échappées à la combustion, formant autour de la masse solide une épaisse couche de noir de fumée.

« Ce mode de combustion est évidemment défectueux, puisque un quart à peine de carbone est utilisé, tandis que le reste nuit au chauffage même.

« Bunsen est parvenu à effectuer, avant de le brûler, un mélange du gaz combustible et du gaz comburant, en surmontant le bec effilé, mentionné plus haut, d'une cheminée verticale ouverte à ses deux extrémités; le gaz combustible, lancé sous pression par la base de cette cheminée, entraîne avec lui une proportion déterminée d'air atmosphérique, suffisante à rendre la flamme incolore; l'inflammation de ce mélange a lieu à l'extrémité supérieure de la cheminée, où est absorbée



une nouvelle quantité d'air nécessaire à une combustion à peu près complète, mais toujours relative à la vitesse d'entraînement du jet moteur.

« Avec le bec Bunsen, on obtient des températures inférieures à 800 degrés, mais on dépasserait considérablement cette limite, si la pression du gaz était plus élevée, parce que la quantité d'air serait proportionnellement augmentée.

« Sous une pression inférieure à 20 millimètres, le bec Bunsen produit des flammes sans énergie; la vitesse d'ascension du mélange de gaz et d'air devient inférieure à la vitesse d'inflammation du mélange; la flamme descend dans le brûleur et le gaz s'allume à la sortie du petit ajutage placé au bas de celui-ci. L'appareil s'échauffe, les tubes de caoutchouc s'amollissent et se détachent; il se dégage en même temps une très notable proportion d'oxyde de carbone. Ces inconvénients sont graves, en ce qu'ils peuvent donner lieu à des incendies et même à des explosions. C'est en effectuant l'allumage que le danger est proche; on l'évite en haussant la pression, si cela est possible, et en ayant soin de purger le tube de caoutchouc qui relie le brûleur aux conduites, ainsi que le brûleur lui-même de tout l'air qu'ils contiennent : sans cette précaution, la combustion, en présence d'un mélange détonant, peut s'opérer à la base de la colonne. Lorsque celle-ci est pourvue d'un robinet à air, on évite l'accident, en fermant; le mieux est, lorsqu'il s'est produit, de fermer le robinet à gaz et de recommencer l'opération, après avoir laissé refroidir l'appareil.

« En élargissant les orifices du passage du gaz, on ne remédie pas à l'insuffisance de la pression : d'abord parce que c'est moins le volume du gaz que sa pression qui constitue la vitesse d'ascension; ensuite, parce qu'ici le gaz prend la place de l'air : puisqu'il faut 14 parties d'air pour brûler un volume de gaz d'éclairage, et que ce gaz sous pression moyenne ne consomme que 8 parties, il convient de ne pas amortir cette pression lorsqu'on en dispose. » (*Wiessnegg*, Extraits d'une notice sur les appareils de chauffage des laboratoires.)

270. « Au moyen de la flamme du bec Bunsen, on peut atteindre des températures aussi élevées qu'avec le chalumeau, à la condition de diminuer considérablement la quantité de l'essai, et, par suite, les dimensions des fils qui servent à le supporter. On emploie, à cet effet, des fils de platine extrêmement minces composés en morceaux de 4 centimètres de long, recourbés en boucle à l'une de leurs extrémités et fixés par l'autre dans un tube de verre effilé : 10 centimètres de ce fil ne doivent peser au plus que 0<sup>gr</sup>,054. Les essais qui n'adhèrent pas au platine sont portés dans la flamme sur une baguette très fine en asbeste, fixée dans un tube de verre étiré. Ces petits tubes sont maintenus dans la flamme, au moyen d'un support approprié. Enfin, les essais qui décrépissent sont réduits en poudre ténue au moyen d'un petit couteau à palette; on les enveloppe dans un centimètre carré de papier Berzelius humide, qu'on brûle entre deux boucles de fil de platine; il reste ainsi une croûte cohérente qui peut être chauffée directement dans la flamme. »

271. La réduction se fait dans le tube ou sur la baguette de charbon. Les enduits se font sur porcelaine : ceux qui nous intéressent spécialement sont les enduits métalliques et les enduits d'oxyde. Dans la note ci-après, nous extrayons de l'*Agenda du chimiste* de MM. Salet, Illeninger, Ch. Girard et Pabst, les détails

pour la marche de la réduction et de l'oxydation au bec Bunsen, pour les lecteurs qui ne seraient pas initiés à ce genre d'essais<sup>1</sup>. Ce que nous venons d'en dire est également emprunté à l'Agenda publié par ces savants.

272. Le *cuivre* ne donne pas d'enduit, mais, réduit sur la baguette de charbon, il donne un globule métallique rouge, pouvant être réduit en paillettes au mortier. Dissoutes dans l'acide nitrique, ces paillettes donnent par le ferrocyanure de potassium une coloration brune. La perle de borax est bleu verdâtre en 4), et avec une trace d'acide stannique, devient rouge en 5). Par des oxydations et des réductions successives, on obtient une perle transparente rouge rubis.

273. Le *plomb* donne un *enduit métallique noir* avec bords bruns, immédiatement soluble dans l'acide nitrique, d'une densité de 1,15. Son *enduit d'oxyde* est jaune clair; avec le chlorure d'étain, blanc. La coloration de la flamme est bleu pâle.

274. L'*argent* ne donne pas d'enduit, surtout en présence du plomb. Quand il est sous forme de globule métallique, réduit sur la baguette de charbon, blanc, brillant, ductile, insoluble dans l'acide chlorhydrique, attaqué par l'acide nitrique;

1. *1. Réduction dans le tube.* — On emploie des tubes de 2 à 3 millimètres de diamètre et de 50 millimètres de longueur, à parois très minces; les réducteurs employés sont un mélange de carbonate de soude sec et de noir de fumée préparé avec l'essence de térébenthine; un bout de fil de magnésium de 2 ou 3 millimètres de long et de 1 demi-millimètre de diamètre, ou un morceau de sodium, gros comme une graine de moutarde.

2. *2. Réduction de la baguette de charbon.* — On prend un gros cristal de carbonate de soude; on en chauffe un bout dans la flamme, et, quand il fend dans son eau de cristallisation, on en frotte le bout d'une allumette mince qu'on carbonise ensuite lentement dans la flamme; on obtient de cette manière une petite baguette de charbon enduite de carbonate de soude et rendue ainsi difficilement combustible. D'autre part, l'essai est broyé avec une goutte de carbonate sodique fondu dans son eau; une petite boule de ce mélange, de la grandeur d'un grain de millet, est chauffée à l'extrémité de cette baguette, d'abord dans la région 5) de la flamme, puis portée au travers du cône central obscur dans la région 6), et enfin, après la réduction, qui s'accompagne d'un houllement, soumise au refroidissement dans le cône obscur. Le produit broyé avec un peu d'eau et lévigné fournit des globules, des paillettes ou une poudre métallique.

3. *3. Enduits sur la porcelaine.* — Les métaux réductibles par l'hydrogène ou le charbon et volatils, peuvent être séparés de leurs combinaisons comme tels ou à l'état d'oxydes, et condensés sous forme d'enduits sur une surface de porcelaine maintenue à une température relativement froide (capsule en porcelaine mince, vernie à l'extérieur, d'un diamètre de 10 à 12 centimètres, et remplie d'eau).

a. *a. Enduits métalliques.* — On introduit l'essai au bout d'une baguette en asbeste dans la région 6), tandis que l'on place la capsule en porcelaine immédiatement au-dessus; les métaux réduits s'y condensent sous forme d'enduits noirs, mats ou miroitants. Au lieu de la porcelaine, on peut employer un grand tube à essai, rempli d'eau, dont le fond est fixé à la hauteur de la partie supérieure de la région 6); l'ébullition de l'eau est rendue régulière au moyen de quelques fragments de marbre. On peut ainsi recueillir, sous forme d'enduits, des quantités notables du métal réduit. La dissolution plus ou moins facile de l'enduit dans l'acide nitrique d'une densité de 1,15, permet de classer les métaux en enduits immédiatement solubles, peu solubles ou insolubles.

b. *b. Enduits d'oxyde.* — On opère comme en a; mais on place la capsule dans la région 4); il est bon de diminuer la flamme pour que les produits volatils ne se répandent pas sur une trop grande surface de la capsule. — α. La couleur de l'enduit peut donner des indications sur sa nature. — β. On examine s'il est réduit par une goutte de chlorure d'étain. — γ. Si l'on a ainsi un résultat négatif, on cherche à obtenir la réduction, en ajoutant de la soude, jusqu'à ce que l'oxyde d'étain précipité d'abord, soit dissous. — δ. On humecte l'enduit avec une goutte de nitrate d'argent parfaitement neutre et l'on fait arriver sur la tache un courant d'air chargé d'ammoniac (air barbotant dans l'ammoniaque liquide); s'il se forme un précipité, on cherche à le dissoudre ou à le modifier par un excès d'ammoniaque.

fournissant avec l'acide chlorhydrique un précipité blanc soluble dans l'ammoniaque, il est facilement reconnaissable, puisque ce sont là des caractères propres à l'argent que nous connaissons et qui nous servent à le doser. Il est plus commode d'employer le chalumeau avec la coupelle, pour isoler l'argent.

275. Le *zinc* donne un enduit métallique noir, à bord brun, comme le plomb, immédiatement soluble dans l'acide nitrique, d'une densité de 1,15; son enduit d'oxyde est blanc; il en est de même avec le chlorure de zinc. La coloration de la flamme est bleu pâle, comme pour le plomb.

276. Le *fer* ne donne pas d'enduit; mais, réduit sur la baguette de charbon, il se présente sous forme de paillettes ou poudre non fondue. Au contact de la pointe d'un couteau aimanté, elles s'y attachent. On transporte l'aigrette métallique sur une feuille de papier blanc. Le nickel et le cobalt donnent lieu au même phénomène, seulement leur poudre est blanche. Sur la feuille de papier, on traite par une goutte d'acide nitrique qui dissout la poudre et produit une tache jaune qui bleuit par le ferrocyanure de potassium (bleu de Prusse). Si l'on fait une perle de borax, elle sera jaune rougeâtre, en 4), vert-bouteille en 5) ou 6).

277. Le *nickel* donne sur le papier une tache verte, le *cobalt*, une tache rouge, La perle de borax est violette en 4), grise et opaque en 5) et 6). Celle du *cobalt* est bleue dans 4), 5) et 6).

278. L'*antimoine* donne un enduit métallique noir avec bord brun, à peine soluble dans l'acide nitrique, d'une densité de 1,15. L'enduit d'oxyde est blanc; avec le nitrate d'argent et l'ammoniaque, il devient noir, et est insoluble dans l'ammoniaque. Ce même enduit d'oxyde, avec le chlorure d'étain, est également blanc; il ne donne rien avec la soude. La coloration de la flamme est vert pâle.

279. L'*étain* ne donne pas d'enduit, mais se présente sous forme de globule métallique, réductible sur la baguette de charbon. Le globule est blanc, brillant, ductile, ne se dissout que difficilement dans l'acide chlorhydrique. Un papier Berzélius, imprégné de la solution, est coloré en rouge par l'acide sélénieux et en noir par l'acide tellureux. Si l'on ajoute à la solution une trace de nitrate de bismuth, puis de soude, on obtient un précipité noir. Une perle de borax, qu'on colore très faiblement en bleu par de l'oxyde de cuivre, peut servir à la recherche de traces d'étain, en opérant comme ci-dessus; si donc le cuivre et l'étain sont en présence, ces réactions se feront naturellement, sans l'addition de cuivre.

280. Le *mercure* donne un enduit métallique gris, non uniforme, difficilement soluble dans l'acide nitrique (densité 1,15). Il ne produit point d'enduit oxydé.

281. L'*or* est dans le même cas que le cuivre, c'est-à-dire qu'il ne donne pas d'enduit, mais se réduit sur la baguette de charbon en un globule métallique, jaune brillant, ductile. Il est insoluble dans l'acide chlorhydrique et dans l'acide nitrique, mais dans le mélange des deux (eau régale). Avec le chlorure d'étain, cette dernière

solution donne un précipité brun de pourpre de Cassius; avec le sulfate de protoxyde de fer, un précipité brun d'or, et la liqueur prend une teinte bleue. Comme l'or est généralement en très faible quantité dans les cuivres ou plombs argentifères, il convient plutôt de coupler avec du plomb au chalumeau et de traiter le bouton d'argent par l'acide nitrique, puis de faire sur le résidu insoluble les opérations que nous venons d'indiquer.

282. Le *platine* ne donne pas d'enduit; mais, réduit sur la baguette de charbon, il se présente sous forme de poudre non fondue, non magnétique. On peut également le réduire à l'état de métal, sans l'emploi de la baguette de charbon, en calcinant, dans la zone 4) avec du carbonate de soude. On obtient une masse spongieuse grise, métallique, qui sous le brunissoir devient blanche. En attaquant la poudre par l'acide nitrique ou l'acide chlorhydrique, on n'a point de résultat; il faut l'eau régale. En traitant la solution par une goutte de cyanure de mercure, puis d'ammoniaque, on obtient immédiatement un précipité cristallin, jaune clair. Le chlorure d'étain y produit également une coloration brun jaune.

Le *palladium* est soluble dans l'acide nitrique chaud et donne par le cyanure de mercure et l'ammoniaque un précipité blanc, soluble dans un excès de réactif. La liqueur, additionnée d'eau régale et évaporée à une goutte, donne un précipité cristallin orangé sale. La solution nitrique, en présence du chlorure d'étain, se colore en bleu, vert ou brun, suivant la quantité de réactif employé.

283. Toutes les réactions que nous venons d'indiquer au bec de Bunsen, très nettes lorsque les métaux sont isolés, le sont beaucoup moins, quand ils sont à l'état d'alliage. Il convient, quand le cuivre et le plomb dominent, de les oxyder et d'opérer : 1° sur les résidus de la coupelle, et 2° sur le bouton que l'on obtient. Le traitement par le borax des fonds de la petite coupelle fournit une perle, sur laquelle on opère alors.

#### § IV. ANALYSE SPECTRALE <sup>1</sup>.

284. Nous présentons dans la planche I empruntée à la Désargentation des plombs les spectres obtenus au spectroscope, pour les six métaux suivants : antimoine, zinc, cuivre, argent, plomb et or. Les spectres de l'antimoine et une partie de ceux du cuivre sont obtenus avec l'étincelle à la bouteille de Leyde; quelques raies spectroscopiques du cuivre, celles du zinc, de l'argent, du plomb sont obtenues dans les nitrates, et celles de l'or, dans le chlorure.

La planche indique des longueurs d'ondes correspondantes : 1° aux limites des diverses couleurs principales occupées dans le spectre solaire; 2° aux raies de Fraunhofer; et 3° aux raies principales des métaux en question.

Les raies faibles sont indiquées sans signe; les raies vives portent une virgule; les raies très vives, deux virgules; et les raies brillantes, trois virgules.

1. Pour le lecteur peu familiarisé avec l'analyse spectrale, nous renvoyons aux beaux travaux sur la matière de M. Ditte, collaborateur de l'*Encyclopédie chimique*, et à l'*Agenda du chimiste*, section IV, page 125.

285. Nous avons rangé les métaux par ordre de densité, ce qui permet de faire un rapprochement assez curieux sur les similitudes des raies. Le plomb et l'argent, par exemple, ont presque les mêmes raies dans le vert et à fort peu de différence de longueur d'onde ; le cuivre et l'or ont une grande analogie de raies, surtout dans le rouge et le vert, etc. : le lecteur pourra faire ces observations lui-même.

En résumé : l'antimoine présente 10 raies principales ; l'or et le cuivre, 6 raies ; le plomb, 4 ; le zinc, 5, et l'argent, 2. Nous n'avons pas indiqué une infinité de raies secondaires et tertiaires. Le petit tableau suivant résume le nombre des raies principales :

COULEURS	ANTIMOINE (Sb)	OR (Au)	CUIVRE (Cu)	PLOMB (Pb)	ZINC (Zn)	ARGENT (Ag)
Rouge. . . .	»	»	»	»	»	»
Orange . . .	4	1	1	1	1	»
Jaune . . . .	1	1	»	»	»	»
Vert. . . . .	5	5	4	2	»	2
Bleu . . . .	1	1	1	»	2	»
Indigo. . . .	1	»	»	»	»	»
Violet. . . .	»	»	»	1	1	»

## CHAPITRE II.

- § I. *Prises d'essais.*
- § II. *Marchés du cuivre.*
- § III. *Variations de prix.*
- § IV. *Statistique de la production du cuivre.*
- § V. *Variétés commerciales du cuivre.*

286. Dans ce chapitre, nous allons examiner les conditions générales commerciales relatives au métal qui nous occupe.

### § I. PRISES D'ESSAI.

287. La prise d'essai des minerais de cuivre est une opération qui se fait avec beaucoup de méthode, de soin et sur une grande échelle à Swansea, centre principal de l'industrie anglaise du cuivre ; les minerais du monde entier pouvant supporter le transport viennent s'y vendre et s'y faire traiter dans des conditions réelles de bon marché. Nous allons indiquer comment se fait la prise d'essai ou échantillonnage des lots sur cette place.

On classe généralement les lots en deux espèces : les minerais bruts sont d'abord triés en morecaux et fournissent : 1° les minerais riches en teneur ou *prills* ; et 2° les minerais pauvres ou *dredge*. Les lots sont généralement de 21 tonnes anglaises à 1066 kilogrammes, appelés *doles*. Les échantillonneurs choisissent à l'aventure 2 *doles*, qu'ils font ouvrir par un canal central de 0<sup>m</sup>,30 environ de largeur, sur la longueur du tas. Ils en prélèvent 50 kilogrammes environ, au hasard, qui sont broyés et criblés dans une salle spéciale appelée *assaying room* ou *sampling hall* ; on prélève sur le tout environ 15 à 14 kilogrammes, qu'on brasse et mélange intimement, et on en remplit de 14 à 20 sacs, en nombre correspondant aux diverses usines ou fonderies qui se proposent de faire l'achat du lot, composé d'un nombre déterminé de *doles*. Chaque sac reçoit environ 500 grammes de matière. Les fondeurs sur ces types font leur essai, qu'ils tiennent secret, et consignent leur offre, qui est publiée dans un bulletin, le jour de la vente publique des lots au plus offrant. Les fondeurs de Swansea se sont réunis en 1814 en un syndicat, qui subsiste encore aujourd'hui et réglemente les ventes.

Dans d'autres localités, en Allemagne par exemple, les lots de minerais sont également ouverts sur deux canaux en croix ; l'échantillonneur prend à la pelle, au

hasard, une certaine portion de minerai, dans chaque tas; le produit de cette récolte est ensuite mélangé et sur la masse on prélève une prise d'essai qui est broyée et intégralement tamisée.

## § II. MARCHÉS DU CUIVRE.

288. Swansea est, comme il a été dit, le centre du marché des cuivres.

Le calcul des fondeurs se fait, croit-on, d'après la formule de sir Loghan; mais l'offre au vendeur est déterminée par ce qu'on appelle le *standard*.

M. le Dr J. Percy, auquel nous empruntons la plupart de ces renseignements<sup>1</sup>, donne comme courante une formule des frais de traitement, connue sous le nom de Sir William Loghan, toujours encore, paraît-il, en usage surtout à Swansea.

Soit X la teneur par tonne anglaise de 1066 kilogrammes, la valeur des frais de traitement de la tonne serait donnée par la fraction :

$$\frac{(12^r,50 + 2^r,50 \times X) \times 100}{X} = \text{prix du traitement.}$$

Exemple : Du minerai à 8 pour 100 de cuivre donnerait comme valeur des frais de traitement de la tonne :

$$\frac{[12,50 + (8 \times 2,50)] \times 100}{8} = 406^r,25.$$

M. Percy indique, dans l'édition de son traité de 1867, que, vu la baisse du cuivre, il convient de remplacer  $2^r,50$  par  $2^r,15$  : la diminution du prix du combustible, l'augmentation de la main-d'œuvre, les perfectionnements des méthodes de fusion et la concurrence des divers fabricants ayant fait baisser le prix de fonte qui est estimé par lui, à l'aide de nouvelles données, à  $2^r,15$  par unité, le chiffre de  $12^r,50$  restant constant. Ce chiffre est peut-être aujourd'hui même trop élevé encore.

Le minerai à 8 pour 100 coûterait donc, dans ce cas, comme frais de traitement :

$$\frac{[12^r,50 + (8 \times 2^r,15)] \times 100}{8} = 374^r,25.$$

C'est le prix qu'indique M. Percy.

289. Cette formule nouvelle peut s'écrire plus simplement :

$$\frac{1250}{X} + 215^r = P.$$

Nous trouvons toutefois qu'elle donne des prix fort exagérés, lorsque les teneurs baissent : ainsi par exemple, du minerai à 4 pour 100, fournirait un prix de frais

<sup>1</sup> *Metallurgy of Copper*. Cet ouvrage a été traduit par MM. Petitgand et Ronna, ingénieurs, qui ont ajouté diverses additions importantes au texte anglais du Dr Percy. C'est un traité complet sur la matière et d'une extrême érudition (P. Baudry, éditeur, Paris).

de traitement de

$$\frac{12,50}{4} + 215 = 527^r,50.$$

Or un minerai à 4 pour 100, contenant par conséquent 40 kilogrammes de cuivre à la tonne, en supposant ce métal au prix aujourd'hui inaccessible de 2 francs, valeur maximum qu'avait jadis le cuivre raffiné par kilogramme, ne peut valoir au maximum que 80 francs par tonne.

Même à 8 pour 100, ce qui fait 80 kilogrammes par tonne, et à ce même prix de 2 francs du cuivre raffiné, on ne peut trouver au delà de 160 francs pour valeur maxima de la tonne : ce qui constitue, dans ce dernier cas, 214<sup>r</sup>,25 de moins que les frais de traitement donnés par la formule<sup>1</sup>.

La formule généralement employée en Espagne pour les ventes de minerais de cuivre, avant la dernière baisse du métal, donnait une valeur de 10 shillings à l'unité, soit 12<sup>r</sup>,50.

Du minerai à 4 pour 100 valait, à ce tarif assez répandu :  $4 \times 12,50 = 50^r$ .

290. Le *standard* est généralement un type officiel, sur lequel se règle en Angleterre le prix du cuivre dans un minerai : c'est une sorte d'indice ou de coefficient, dont la valeur employée couramment dans les transactions commerciales du cuivre par les fondeurs et par les mineurs anglais avait, dans le principe, un sens très net, mais qui s'est modifié singulièrement aujourd'hui.

La vente des minerais de cuivre se fait par adjudication publique et par soumissions cachetées à Swansea, Truro, Redruth, Pool et Casseborne. Les lots sont enlevés par les plus offrants et toutes les offres sont publiées dans une table imprimée qui revêt à peu près la forme suivante :

1. La limite d'équilibre serait donnée par l'égalité  $\frac{1250}{X} + 215 = 2 \times X \times 10$ , en supposant le cuivre raffiné à 2 fr. le kilog. L'équation  $X^2 + 10,75 X - 62,50 = 0$ , donne :

$$X = 5,275 + \sqrt{28,89 + 62,50} = 14,825.$$

En substituant cette valeur pour X dans la formule, on trouve 300 fr. environ pour les frais de traitement ; et en effet 148<sup>r</sup>,25 de cuivre contenu dans la tonne, à raison de 2<sup>r</sup>, font 296<sup>r</sup>,50, c'est-à-dire environ ce prix.

D'après ce calcul, ce serait donc à partir de 14 3/4 à 15 % environ de teneur en cuivre, qu'on pourrait fondre en *équilibre*, en se basant sur la formule de Sir W. Loshan.

Ce chiffre de 14,825 % de teneur en cuivre ne serait-il pas peut-être aussi la limite réelle extrême d'équilibre des teneurs des minerais qui pourraient se traiter par la voie humide ?



NOMS DES MINES avec indication des différents lots qui leur correspondent et sont mis en vente.	ROIES du lot	RENDIMENT en CUIVRE	OFFRES DES FONDEURS													VALEUR de la T. vendue au plus offrant	TOTAL par mine de co qu'il lui revient	LISTE des lots à vendre à la prochaine vente	MOYENNE du standard même	STANDARD de la vente précédente	STANDARD de la vente de l'année précédente même époque	OBSERVATIONS																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																		
			Liste des noms des 15 ou 20 fondeurs de cuivre (a)																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																					
			W etc.	X etc.	Y etc.	Z etc.	M etc.	V etc.	S etc.	T etc.	O etc.	R etc.	Q etc.																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																											
Mines du Chili.	40	13,50																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																																						

(a) La colonne des offres se compose d'autant de colonnes secondaires ayant chacune en tête le nom des usines qui font offre, et la plus grande offre est souignée.

1. Voici la liste des 21 sociétés ou compagnies qui généralement concouraient à ces offres en 1881 et elle est encore aujourd'hui, croyons-nous, exacte :

1. Copper Miners Co.
2. Freeman and Co.
3. P. Grenfell and Sons.
4. William's Crown Copper Company.
5. Sims, W. Nevill, Druce and Co.
6. Vivian and Sons.
7. William Foster and Co.
8. Russian Royal Company.
9. British and Foreign Copper Company.
10. Mason and Elkington.
11. F. Buckart.
12. Ch. Lambert.
13. Ravenhead Copper Company.
14. Briton Ferry Copper Company.
15. Mona Mining Company.
16. Keys and Son.
17. Newton, Keston and Co.
18. Bibby Son and Co.
19. Sweetland, Tuttle and Co.
20. James Badley.
21. Bold Copper Co. Etc., etc.

Le *standard* était autrefois le prix même du cuivre supposé invariable, servant de type dans tous les calculs des fondeurs et mineurs et sur lequel se réglaient les offres d'achat et de vente; il se confondait alors avec le prix réel commercial du cuivre. On faisait le prix d'un minerai sur ce prix réel du cuivre et sur le montant de la somme, le vendeur allouait par tonne de minerai sec une somme de frais de retour, pour la fonte, suivant la qualité de la gangue. Ce chiffre de retour était, en 1867, et est encore de 68<sup>fr</sup>,75; il était jadis plus élevé quand la concurrence des fabricants était moindre : peut-être a-t-il diminué aujourd'hui encore davantage.

Un lot de 50 985 kilogrammes de minerai, par exemple, était essayé d'abord pour l'eau contenue, c'est-à-dire qu'on faisait le dosage de l'humidité contenue dans la masse totale. Si l'on trouvait à l'essai 25 kilogrammes d'eau par tonne, le poids du lot était réduit à 49 711 kilogrammes. Le *standard* étant de 5000 francs et le rendement en cuivre du minerai de 10,5%, la valeur de la tonne se réglait comme suit :

$$(\text{Standard}) 5000^{\text{fr}} \times 0,105 (\text{teneur}) = 515^{\text{fr}}.$$

$$\text{Déduisant les frais de retour} \quad \underline{68,75}$$

la différence  $\quad \underline{246,25}$  était le prix définitif de la tonne et la valeur du lot de 49 711<sup>fr</sup>,55 par suite.

Depuis, on a touché au chiffre de 5000 francs, qui était le *standard*, et on fait aujourd'hui le compte à l'envers, c'est-à-dire qu'au lieu de déduire le prix du minerai du *standard*, on déduit le *standard* du prix du minerai : le *standard* se calcule par le prix de vente. Avant d'en arriver là, le *standard* avait successivement baissé à 2875 francs et puis élevé à 5250 fr.

291. Supposons 100 tonnes de minerai à 5% de cuivre se vendant à 115 francs par tonne; en y ajoutant le prix de retour  $\quad \underline{68,75}$

la somme  $\quad \underline{183,75}$  sera le prix de vente; le *standard* sera :  $183,75 \times 20 = 5675$ , parce que 20 fois la teneur, 5 = 100).

Autre exemple : 100 tonnes de minerai à 25% étant vendues à 696<sup>fr</sup>,85 la tonne, addition faite du prix de retour  $\quad \underline{68,75}$ ; constituent la somme de  $\quad \underline{765,60}$  corres-

pond au *standard*  $765,60 \times 4 = 5062,40$  parce que (25 fois 4 = 100).

La formule du *standard* S, peut donc s'écrire d'une manière générale,  $x$  étant le prix de vente de la tonne et  $n$  sa teneur en cuivre :

$$(68,75 + x) \times \frac{100}{n} = \frac{6875 + 100 x}{n}.$$

En faisant  $x = 115$  (prix de vente) et  $n = 5$  (teneur), et  $x = 696,85$  et  $n = 25$ , la formule vérifie les deux calculs hypothétiques précédents.

292. En résumé, le *standard* est devenu aujourd'hui un chiffre ou coefficient flottant, qui résulte des offres diverses des fondeurs arrivant à acheter effectivement des lots de minerais et sur lequel l'habileté factice ou la connivence d'un plus ou moins grand nombre de fondeurs n'a plus guère d'action : le prix du cuivre,

résulte d'un conflit considérable d'intérêts fort divers et difficilement conciliables, de sorte qu'il est, en fin de compte, dans notre opinion, la résultante très approchée de la valeur réelle financière du métal sur le marché.

295. Le marché anglais, et celui de Swansea en particulier, est, nous l'avons déjà souvent dit, le régulateur du prix du cuivre, pour tout le continent européen et même américain. Il n'est pas hors de propos par suite de donner au lecteur que la production du cuivre intéresse quelques détails sur cette place commerciale si importante, détails que nous extrayons d'un ouvrage remarquable et très vaste récemment publié par le commandant Great Francis, et dans lequel il prend l'histoire du cuivre au temps de la reine Elisabeth, en trace une monographie aussi suivie que curieuse jusqu'à nos jours : nous nous contentons d'en condenser en quelques lignes les traits les plus saillants (2<sup>e</sup> édition, 1884).

La corporation des usiniers de cuivre date de l'an 1580, sous le règne de la reine Anne.

Nous sommes aujourd'hui loin de l'époque que cite l'auteur, 1586, où John B. Wapley de Galles s'engageait à délivrer au port de Saint-Yves, dans 5 jours, 15 tonnes de cuivre. La production actuelle, qu'on peut qualifier de colossale, de Swansea, dépasse aujourd'hui 200 000 tonnes de cuivre par an, et le mouvement de son port, où abordent des flottes venant de tout le globe, chargées de minerais de cuivre, d'argent, de fer, de plomb, de zinc, de nickel, de cobalt, de bismuth, est des plus actifs : ces métaux, de là, partent de nouveau, pour se répandre, bruts ou manufacturés, sur tous les points de la terre.

Des procès nombreux, de 1865 à 1868, ont subitement menacé l'industrie du cuivre de Swansea, à cause des dégâts et ravages causés par les immenses nuages de fumées sulfureuses qui couvraient tout le pays et le rendaient, au point de vue de l'agriculture, complètement stérile et même, il faut bien le confesser, malsain ; au point de vue de l'hygiène, cette situation a peu changé.

M. Vivian Hussey, le premier, a établi, en 1868, à l'usine de Hafod et Taybach, le système de grillage au réverbère d'où il est résulté, avec l'utilisation du soufre, perdu jusqu'alors, outre le bénéfice de ce traitement, une diminution notable dans la quantité de fumées malsaines lancées dans l'atmosphère, ainsi qu'une amélioration de l'hygiène générale du pays.

La création de l'industrie du cuivre est due, paraît-il, à Thomas Smyth, qui envoya ses premiers minerais de cuivre à des fondeurs allemands, qui travaillaient alors dans le district de Keswick (Cumberland), d'où, attirés par les résultats et l'abondance du minerai, ces derniers sont venus s'installer au pays de Galles.

296. Voici dans l'ordre chronologique les exploitations successives et ayant une certaine importance qui se sont créées dans le pays et y ont constitué une sorte d'aristocratie minière et industrielle qui domine aujourd'hui, d'une haute puissance intellectuelle et financière, le marché de cuivre. Il n'est guère de mine de cuivre à la surface du globe qui, ainsi que nous l'avons déjà dit, aussitôt qu'elle présente des symptômes certains de production, ne soit entre ses mains ou sur le point d'y tomber ; c'est le monopole cuivreux bien vigoureusement et très intelligemment organisé.

1584. Neath. — C<sup>te</sup> des Royal Mines.

1717. Swansea. — Dr Lane et N. Pollad.

1727. Taybach. — Newton et Cartwright.

1800. Penclawd. — John Vivian.

1805. Llanelly. — Daniell, Nevill, etc.

1805. Llanelly. — Copper Works, in Weston.

1807. Newport (Monmouthshire). — Union Company Risca, Copper Works.

1809. Longhor. — Spitty Copper Works.

1809. Longhor. — Morris et Rees.

1810. Hafod. — Hafod Copper Works (Richard Luney et John-Henry Vivian).

Cette même maison, dont le fondateur est des plus célèbres, est aujourd'hui la maison H. Hussey Vivian. C'est elle qui, en 1822, sur les recommandations de Faraday, Philipps et sir Humphrey Davy, eut l'ingénieuse idée de convertir l'acide sulfureux des grillages des pyrites en acide sulfurique et de le faire absorber par des phosphates pour l'agriculture; c'est à elle par suite qu'on doit la création de ce précieux élément des engrais appelés superphosphates.

1850. Swansea. — Cambrian Copper Works.

1854. *Idem.* — Morfa Copper Works.

1857. *Idem.* — Cwnavan Copper metalliferous Works.

1847. Pembrey. — Copper Works.

1845. Redjacket. — Copper Works.

1852. Swansea. — Port Tennant, Copper Works.

1852. *Idem.* — Black Vale, Copper Works.

1853. *Idem.* — Briton Ferry, Copper Works, etc., etc.

Les marques de ces diverses usines sont toutes très renommées.

Les cotes du marché anglais portent sur une infinité de qualités de cuivre et en général sur les marques suivantes :

*Cuivres anglais Tile; Best-selected, jusqu'à 17 sortes; Wallaroo; Corocoro ou cuivre du Chili; cuivres à ampoules du Chili (blister copper); cuivres de Mazatlan; cuivres du Mexique; cuivres russes; cuivres hongrois; cuivres du Lac supérieur; cuivres du Pérou; cuivres suédois; cuivres australiens; cuivres italiens; de Manille; de Buenos-Ayres; cuivres d'Espagne en plaques, Tokat rouge, raffinés et petits lingots, rouge en feuille, etc.* Nous donnerons ci-après une liste des cours pour les quatre sortes les plus courantes pour les dernières années écoulées.

A ce marché, auquel concourent les cuivres de France en petite quantité, obéissent tous les marchés secondaires qui sont dans sa dépendance.

### § III. VARIATIONS DES PRIX.

295. Nous avons représenté graphiquement, planche II, tableau de gauche, les cours maxima et minima en Angleterre des quatre espèces de cuivre : *Best-selected, Wallaroo, Rosette et Chili*, pour les trois mois de juillet, août et septembre de 1885.

296. Voici les données numériques qui correspondent à ce tracé :

DATES (1883)	BESTSELECTED		WALLAROO		ROSETTE		LINGOTS DU CHILI		OBSERVATIONS
	MINIMUM	MAXIMUM	MINIMUM	MAXIMUM	MINIMUM	MAXIMUM	MINIMUM	MAXIMUM	
4 juillet	69 " =	70 " =	68,10 =	69 " =	67,10 =	68,10 =	65,17,6	"	A Marseille, le Cu espagno- l vaut 1500 fr.
10 —	68,10 =	69 " =	68,10 =	69,10 =	66,10 =	67 " =	65,17,6	"	
17 —	69 " =	" =	69 " =	" =	66,10 =	" =	65,12,6	"	"
24 —	69 " =	70 " =	69,10 =	" =	66 " =	67,10 =	65,12,6	65,15 "	"
31 —	69 " =	69,10 =	69 " =	" =	66 " =	67,10 =	65,12,6	65,15 "	"
8 août	69 " =	70 " =	69 " =	69,10 =	66 " =	67 " =	65,12,6	65,15 "	"
20 —	69 " =	70 " =	68,10 =	69 " =	66 " =	68 " =	65,10 "	"	"
28 —	69 " =	69,10 =	68,10 =	69 " =	66 " =	68 " =	65,15 "	64 " =	"
4 sept <sup>re</sup>	69 " =	69,10 =	68,10 =	69 " =	66 " =	68 " =	65,15 "	64 " =	"
18 —	68,10 =	" =	68,10 =	" =	66 " =	" =	65,07,6	"	"
26 —	68 " =	68,10 =	68,10 =	" =	66 " =	67 " =	65,05 "	65,07,6	"
1 <sup>re</sup> octobre	68,10 =	69 " =	68,10 =	" =	66 " =	67 " =	65 " =	"	"

297. Nous avons représenté graphiquement, même planche, tableau de droite, les prix du cuivre pur en lingots, à une date fixe, le 31 juin, pour les dix dernières années. La baisse du cuivre s'y révèle d'une façon marquée et saillante. Le maximum de la baisse (56 l. st.) se présente en 1879, époque à laquelle succède un léger relèvement, à 60 livres sterling, qui n'a point persisté. A l'heure où nous écrivons (avril 1884) la baisse continue ; le cours est de 57/15 à 58 livres sterling pour le Chili en barres ; c'est, sur le cours du 1<sup>er</sup> octobre 1885, une baisse de 10 % (1 l. st.), à peine 2 l. st. en sus du cours si bas de 1879.

298. Voici les données numériques correspondantes au tracé graphique précédent :

DATES	COURS DES LINGOTS de cuivre pur	EXISTENCES DE CUIVRE en Europe	OBSERVATIONS
	£ st.	Tonnes	
30 juin 1873	80,10	42,101	Ces chiffres sont four- nis par MM. Henry R. Merton and Co.
— 1874	78 "	55,264	
— 1875	82 "	34,017	
— 1876	74,10	55,171	
— 1877	69 "	41,202	
— 1878	64 "	47,147	
— 1879	56 "	58,251	
— 1880	60 "	64,105	
— 1881	58,10	59,956	
— 1882	67 "	48,620	
— 1883	64 "	47,662	

299. Dans le tableau qui précède, nous avons inscrit dans l'avant-dernière colonne les existences de cuivre, à la fin de chaque année : ces chiffres sont calculés par MM. Merton et Co, dont les circulaires commerciales en cette matière font autorité; ceux des trois dernières années se classent ainsi :

	1881	1882	1883
	Tonnes	Tonnes	Tonnes
Stock en Europe. . . . .	47,661	57,444	56,465
En route du Chili en Europe. .	10,489	8,518	10,749
Id. d'Australie. . . . .	1,795	1,658	1,448
TOTAUX . . . . .	59,956	47,620	48,662

500. Pour compléter ces données, nous donnons ci-après les cours détaillés du cuivre pur en lingots pour ces mêmes années : 1881, 1882 et 1885.

DATES	1881	1882	1883
	Livres sterling par T.	Livres sterling par T.	Livres sterling par T.
31 janvier . . . . .	"	64 " "	65 " "
— février . . . . .	"	64 " "	65 " "
— mars . . . . .	"	64,05 "	64,15 "
— avril . . . . .	"	65,05 "	62,17.6
— mai . . . . .	"	68,10 "	65,15 "
— juin . . . . .	"	67 " "	64 " "
— juillet. . . . .	59 " "	68,05 "	"
— août . . . . .	59 " "	67,15 "	"
— septembre . . . . .	62,05 "	71 " "	"
— octobre . . . . .	63,05 "	69 " "	"
— novembre . . . . .	67 " "	66,05 "	"
— décembre . . . . .	71 " "	65 " "	"

#### § IV. STATISTIQUE DE LA PRODUCTION DU CUIVRE.

501. Nous compléterons ces données par quelques renseignements statistiques.

D'après la *Statistique générale de France*, voici quelle a été la production en cuivre des différentes contrées productrices de ce métal :

PAYS		1880		1881		OBSERVATIONS et REMARQUES	
		Tonnes	Valeur en millions de francs	Tonnes	Valeur en millions de francs	VALEUR MOYENNE de la T.	
						En 1880	En 1881
France . . . . .		3.182	6,178	3.505	6,551	"	1,871
Id. (matte cuivreuses).		"	"	750	458	1,726	600
Angleterre . . . . .		3.425	"	3.000	"	"	"
Écosse . . . . .		98	6,587	6	6,664	1,719	1,600
Irlande . . . . .		194	"	237	"	"	"
Gde-Bretagne, total. .		3.717	6,587	3.953	6,674	1,719	"
Prusse . . . . .		9.800	14,565	15.700	20,508	1,466	1,500
Autres pays allemands.		600	0,856	500	864	1,427	1,748
Allemagne, total. . .		10.400	15,221	16.200	21,382	1,464	1,820
Belgique (moyenne de 1876 à 1880) . . . .		2.454	5,242	"	"	2,456	"
Autriche (1879) . . . .		258	467	482	887	1,812	1,842
Hongrie, Croatie, Sla- vonie (1879) . . . . .		1.056	1,844	1.056	1,846	1,780	1,780
Italie (1875-1879) . . .		400	480	400	485	1,200	1,200
Suède (1880) . . . . .		1.567	"	1.567	"	"	"
Norvège (1880) . . . .		(?)	?	418	696	"	1,666
Russie (1879) . . . . .		2.637	?	2.637	"	"	"
Espagne . . . . .		6.653	9,908	25,675	18,575	1,494	785
Id. (matte cuivreuses).		5.486	?	5.486	"	Exportées en An- gleterre sous forme de cuivre noir.	
États-Unis (1880) . . .		plus de 1.509	?	25.900 (?)	"	Production an- nuelle du Lac Supérieur.	
Pérou, Bolivie, Chili, Brésil, (1880) . . . .		51.500	?	36.500 (?)	"	Production du Chili en 1876.	
Japon . . . . .		5.045	4,644	5.045	4,644	1,525	1,525
Australie. (Victoria . .		594	?	594	"	"	"
Nile - Galles (du Sud) . . . . .		4.204	6,490	5.576	8,954	1,544	1,600
TOTAUX . . . . .		112.115		129.174			

502. Les renseignements statistiques spéciaux que nous avons pu recueillir sur la France, l'Espagne et les États-Unis sont les suivants :

La France a importé et exporté en cuivre, dans les années ci-après, les quantités suivantes :

	1879		1880		1881		OBSERVATIONS
	Importat*	Exportat*	Importat*	Exportat*	Importat*	Exportat*	
Cuivre . . . . .	24.704	3.350	25.220	4.175	29.044	4.295	Extrait de la Statistique g <sup>ie</sup> de France.
Laiton et bronzes.	"	"	501	760	220	420	

503. La production de la France est estimée comme suit par la Statistique générale de France :

	1876		1877		1878	
	Tonnes	Valeur	Tonnes	Valeur	Tonnes	Valeur
		fr.		fr.		fr.
Cuivre . . . . .	6.311	14,361,950	6.882	15,215,220	8.364	16,567,170
Mattes cuivreuses. .	352	269,045	257,7	194,914	35	19,590

Les mines de cuivre de France (dont jadis les plus importantes étaient Saint-Bel et Chessy, qui n'existent plus que pour les pyrites de fer seulement, le gisement cuivreux ayant disparu) se réduisent aujourd'hui à celles de Cerisier (Alpes-Maritimes). Les usines sont : celles de Florimont (Ardennes), Biache-Saint-Waast et deux autres usines dans le Vaucluse ; ces trois établissements traitent les minerais du Chili, de la Bolivie, de Norwège, de l'Allemagne et des mattes de diverses provenances.

Les usines de Deville-lès-Rouen, Castel-Sarrazin, Lalande, près Toulouse, Givet, Saint-Denis (Seine), Scrifontaine (Oise), Petit-Poigny (Seine-et-Oise) (propriété de la maison Laveyssière et C<sup>ie</sup>, et aujourd'hui de la Société industrielle et commerciale des métaux) traitent surtout des cuivres à raffiner.

504. D'après les renseignements de M. Denis de Lagarde, ingénieur, l'Espagne a produit les quantités suivantes de cuivre :

Années.	1801	1862	1863	1864	1865	1866	1867	1868
Cuivre. Tonnes :	151.297	227.719	245.637	212.589	275.185	279.527	387.488	252.800
Cuivre argentifère.	Tonnes,						116	

Ces chiffres sont bien éloignés de ceux de la statistique générale de la France : nous croyons que les chiffres de M. Denis de Lagarde sont beaucoup plus exacts.

Les renseignements officiels du gouvernement espagnol, pour 1880, sont les suivants :



Cuivres en plaques.	Tonnes.	162
— en ciment ( <i>Cascara</i> )	»	20 777
— en minerai	»	501 425

Le lecteur pourra rapprocher ces chiffres de la production du district de Rio Tinto (122) et reconnaitra que la production en minerai est bien plus grande actuellement, depuis que l'industrie y est devenue anglaise.

#### § V. VARIÉTÉS COMMERCIALES DU CUIVRE.

505. Nous terminons ce chapitre par les analyses des principaux cuivres raffinés ayant une certaine célébrité; elles sont empruntées aux ouvrages du Dr J. Percy et de B. Kerl.

COMPOSITION

VARIÉTÉS DE CUIVRE	SOURCE S	ANTIBLÉ de cuivre Cu <sup>VO</sup>	FER Fe	PLOMB Pb	ARGENT Ag	OR Au	NICKEL Ni	COBALT Co	MANGA- NÈSE Mn	ANTI- MOINE Sb	ARSENIC As	BISMUTH Bi	MÉTALX alcalins (K, Na)	MÉTALX terreux Ca, Mg, Al	DIVERS
<b>1. Cuivres bruts.</b>															
Chili en barres n° 1. . . . .	»	»	0,02	»	traces	»	»	»	»	»	traces	traces	»	»	»
— n° 2. . . . .	»	»	0,71	»		»	»	»	»	»	traces	traces	»	»	»
— n° 3. . . . .	»	»	0,85	»		»	»	»	»	»	traces	traces	»	»	»
— n° 4. . . . .	»	»	0,91	»		»	»	»	»	»	0,10	traces	»	»	»
— n° 10. . . . .	»	»	0,52	»		»	»	»	»	traces	traces	traces	»	»	»
— n° 29. . . . .	»	»	0,75	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Chili à ampoules ( <i>blister</i> ) . . . .	»	»	0,32	»	»	»	»	»	»	traces	0,10	traces	»	»	»
Espagnol n° 1. . . . .	»	»	traces	»	»	»	»	»	»	0,70	5,31	»	»	»	»
— n° 8. . . . .	»	»	0,35	»	»	»	»	»	»	0,23	0,25	traces	»	»	»
Australien (Sidney) . . . . .	»	»	1,01	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Buenos-Ayres. . . . .	»	»	traces	»	»	»	»	»	»	0,17	0,31	0,40	»	»	»
Manille . . . . .	»	»	traces	»	»	»	»	»	»	0,65	1,24	0,05	»	»	»
Suédois n° 1. . . . .	»	»	0,31	»	»	»	»	»	»	0,20	0,25	»	»	»	»
— n° 2. . . . .	»	»	0,20	»	»	»	»	»	»	traces	»	»	»	»	»
<b>2. Cuivres raffinés.</b>															
d'Atvidaberg. . . . .	0,017	»	0,011	traces	0,005	0,0045	0,410		»	»	»	»	»	»	»





## NOTES FINALES

---

### NOTE N° 1.

SUR DIVERS PROCÉDÉS DU TRAITEMENT DU CUIVRE PAR LA VOIE IGNÉE.

(Complément au § III. *Métallurgie du cuivre*, de M. L. Gruner, à la suite de la page 167.)

1. Le procédé par voie ignée a reçu diverses autres applications, qui sont d'un intérêt moindre que ceux décrits par M. Gruner et qui forment, si on peut parler ainsi, la fleur de la métallurgie du cuivre.

Nous croyons cependant qu'il convient, à titre de renseignement, et pour suivre la méthode pratique consignée dans les Préliminaires (5), de dire quelques mots de ces procédés, les uns demeurés à l'état de tentatives, les autres fort anciens et encore en exécution. Parmi les premiers, nous citerons :

a) Le procédé Rivot et Phillips ;

b) Le procédé Napier.

Parmi les seconds, nous citerons :

c) Le procédé chilien ;

d) Le procédé américain ;

e) Le procédé indien ;

f) Le procédé japonais.

Nous n'en retracerons que les traits saillants.

#### I. PROCÉDÉS RESTÉS À L'ÉTAT D'ESSAI.

2.

#### A. Procédé Rivot et Phillips.

Ce qui suit est extrait de la publication faite par les auteurs, dans les *Annales des mines*, t. XIII, 4<sup>e</sup> série, p. 251 à 268<sup>1</sup>.

Après grillage, on charge, dans un four à réverbère, 150 à 170 kilogrammes de minerai à 8 ou 10 pour 100 de cuivre, — privé d'étain, d'antimoine et d'arsenic, broyé en poudre assez fine, — avec de la chaux ou du sable siliceux, ainsi que les scories d'une opération précédente. Lorsque toute la masse est fondue et le cuivre amené à l'état de silicate : on s'arrange de manière à avoir dans ce silicate de 2 à 3 pour 100 de cuivre.

1. Les expériences ont été faites à Grenelle, près Paris, en 1845.

La réaction repose sur la décomposition de ce silicate de cuivre par le fer métallique, qui s'oxyde et prend la place du cuivre ; le cuivre est précipité, et amené dans l'avant-creuset du four, au fur et à mesure de sa production.

Pour obtenir et favoriser la réaction, on introduit, par des ouvertures ménagées dans les parois du four, de chaque côté du creuset, des barres de fer méplat, en les maintenant dans la partie supérieure du bain, pour qu'elles ne touchent pas le cuivre métallique, qui, à leur contact, absorberait du fer et en jetant à la surface du bain fondu du poussier de charbon, qui empêche le fer de se peroxyder et maintient, par la chaleur dégagée, la fluidité du bain. La scorie obtenue ne dépasse pas une teneur de 4 à 6 millièmes de cuivre.

La présence de l'étain, de l'antimoine et de l'arsenic dans le minerai donnerait lieu à l'introduction d'une partie de ces impuretés dans le cuivre produit, ce qui nuirait à sa qualité.

Les auteurs calculent un prix de revient de 520 francs par tonne de cuivre obtenu, pour des minerais à 8 pour 100, et de 102 francs seulement, pour des minerais à 25 pour 100 : ces chiffres correspondent à une diminution de 17 pour 100 sur des frais de la méthode galloise.

## 3.

B. *Procédé Napier.*

Ce qui suit est extrait de la description du Dr J. Percy, *Métallurgie du cuivre*, traduction de MM. Petitgand et Renna, page 269<sup>1</sup>.

La méthode se divise en quatre opérations :

1<sup>re</sup> Grillage pendant neuf heures ;

2<sup>re</sup> Fonte pour matte bronze (*Coarse metal*). (Voir, p. 142, *Métallurgie du cuivre* de M. Grüner).

Dans cette opération, après écumage de la scorie, on introduit par chaque tonne de cuivre contenu dans le bain : 18 kilogrammes de chaux éteinte, 27 kilogrammes de charbon menu et 54 kilogrammes de sulfate de soude impur. Après incorporation, on coule le métal dans le sable, et, à peine refroidi, on l'immerge dans l'eau, qui, devenue alcaline, dissout l'étain et l'antimoine, s'ils sont présents, et est écoulée dans un bassin de réception.

3<sup>re</sup> La poudre métallique, bien lavée, est grillée, par charges de 4 tonnes, dans un grand four à trois étages ou soles, où elle reste pendant neuf heures dans chacune d'elles, pour recevoir le coup de feu dans la sole inférieure. Les 12 tonnes chargées se grillent ainsi durant 27 à 30 heures. La poudre, avant le grillage, tient : 35 de cuivre, 56 de fer et 27 de soufre ; elle tient après le grillage : 45 d'oxyde de cuivre et 52 d'oxyde de fer.

4<sup>re</sup> Le cuivre métallique produit tient 1 et demi pour 100 de fer et quelque peu de soufre et peut passer à l'affinage : cependant l'antimoine et l'arsenic, s'ils sont présents dans les minerais, ne sont pas complètement dissous dans la solution alcaline et se retrouvent en partie dans le cuivre.

Dans notre opinion, la réaction, qui a lieu entre le minerai oxydé et les réactifs introduits, correspond à la réaction qu'on produit, dans l'essai par voie sèche à la potasse ou la soude (220) : le sel de soude, en présence de la chaux et du charbon, fournissant, à l'aide de la chaleur, l'alcali réducteur.

Ce procédé, après une assez longue expérience, a été abandonné.

1. Les expériences ont été faites aux usines de Spitty, à Loughor, en 1848.

## II. PROCÉDÉS EN ACTIVITÉ.

4.

## C. Procédé chilien.

Nous extrayons de la *Métallurgie* du D<sup>r</sup> J. Percy, page 190, les données suivantes :

La fonte des minerais du Chili s'opère avec la houille du pays, dans des fours à réverbère. On distingue trois opérations.

1<sup>re</sup> *Fonte pour matte*. Une charge de 3 tonnes se compose du mélange des minerais des localités ci-dessous désignées, et dans les proportions suivantes :

Mines de Caldora. . .	524 <sup>48</sup>	à 12 %	de cuivre: Carbonates et oxychlorure gris et brun.
— Tongoy. . .	352	— 12	— Silicates.
— Idem. . . .	264	— 20	— Sulfures bleus.
— Totoradillo . .	695	— 8	— Sulfures jaunes.
Divers . . {	352	— 2	— Carbonates avec <i>tufo</i> (carbonate de chaux).
	265	— 6	— Sulfures jaunes.
	95	— 3	— Carbonates avec <i>tufo</i> .
Scories de grillage. .	95	— 9	— des opérations précédentes.
Fondants ferrifères {	610	— 8	—
de Coquimbo. . . {			

Un fourneau fond 4 charges par 24 heures et la matte contient 60 pour 100 de cuivre.

2<sup>de</sup> *Grillage pour matte (régule spongieux)*. Une charge de 4 tonnes est grillée pendant 10 heures, charge et décharge comprises; le résultat est : 1<sup>er</sup> du régule spongieux, appelé *metal* en espagnol (environ 12 saumons); 2<sup>de</sup> des fonds cuivreux (environ 8 saumons); 3<sup>de</sup> des scories tenant 9 pour 100 de cuivre.

3<sup>de</sup> *Grillage pour cuivre brut (blister copper)*. On charge le régule spongieux, des fonds cuivreux (*bottoms*) et des mattes bronzo, pour obtenir un rendement de 4 à 5 tonnes de cuivre brut à ampoules (*blister*). On grille, on écume lorsque la charge a fini son ébullition (*trabajo*), et on coule le cuivre à ampoules dans le sable, après écumage de la scorie d'une couleur jaune crème.

C'est ainsi que se produit le cuivre généralement appelé *Corocoro*.

5.

## D. Procédé américain.

L'extrait suivant est fait du *Traité de la métallurgie du cuivre* de M. Rivot, page 46.

Le traitement se fait sur les cuivres natifs, dont il a été question page 102, *Métallurgie du cuivre* de M. Grüner et articles (31) et (32) du Complément, dans l'usine de Détroit, sur le bord de la rivière qui réunit le lac Huron au lac Érié.

Les minerais sont : des masses de cuivre natif, engagées dans des gangues terreuses et des résidus du lavage, provenant du bocardage des minerais : tous deux contiennent de l'argent natif en proportion notable. On traite séparément les masses et les résidus du lavage, dans un four à réverbère produisant : du cuivre pur, coulé en lingots, — après fusion, affinage et raffinage — et des scories assez riches. Ces dernières sont traitées au cubilot et fournissent du cuivre ferreux et des scories pauvres.

Le cuivre est soumis à un affinage spécial, et après au raffinage.

Il faut 12 à 15 heures au réverbère pour fondre une charge de masses de 5 tonnes environ ; la durée de l'opération totale, y compris le lingotage en saumons du poids moyen de 9 kilogrammes, qui dure lui-même six heures, est de vingt-quatre heures ; le rendement est de 75 pour 100 en cuivre et 20 pour 100 en scories. L'opération est plus longue pour les résidus de lavage ; il faut deux jours, et le cuivre contient une forte proportion de carbone ; elle ne rend que 50 pour 100 de cuivre en lingots et 50 pour 100 de scories.

Quant au traitement des scories au cubilot, il se fait par charges de 10 tonnes en vingt-quatre heures, avec une dépense de 2,50 à 3 tonnes d'anhracite : le cuivre noir retiré contient 5 à 8 pour 100 de fer et carbone ; il représente 10 pour 100 environ du poids des scories traitées.

Les frais peuvent être estimés comme suit :

Pour 1 <sup>r</sup> de masses			Pour 1 <sup>r</sup> de résidus de lavage.
Houille	Combustible {	0 <sup>r</sup> ,544	0 <sup>r</sup> ,546 . . . 15 <sup>r</sup> ,010
Bois et charbon		0 <sup>r</sup> ,025	0 <sup>r</sup> ,051 . . . 1 ,354
Anthracite		0 <sup>r</sup> ,056	0 <sup>r</sup> ,141 . . . 5 ,950
Main d'œuvre . . . . .		12 ,493	. . . . . 15 ,733
Divers . . . . .		1 ,226	. . . . . 1 ,565
		34 <sup>r</sup> ,145	39 <sup>r</sup> ,612

Cuivre produit en lingots : 770 kilogrammes.

550 kilogrammes.

Il y a à ajouter les frais généraux et ceux du transport à Boston, New-York, etc.

## E.

### E. Procédé indien.

Ce qui suit est extrait de la description que le D<sup>r</sup> J. Percy donne, dans sa *Métallurgie du cuivre*, page 277, d'une mine de la vallée de Manahuddi, Sikkim Himalaya, à quelques milles de Terai ; le travail est exécuté par des ouvriers du Népal.

Le minerai, composé de cuivre natif, pyrites de cuivre et de fer, à gangue de quartz et hornblende, est exploité par la méthode du feu et lavé par des femmes, dans des baquets allongés analogues à une augette verticale. Le fourneau est un bas foyer carré, en argile sabluse, peu profond, à sole légèrement concave, et alimenté par deux soufflets ou sacs en peau de bouc, garnis chacun d'une tuyère et maniés par un enfant, qui les presse et les lâche alternativement pour créer un double courant d'air. Le minerai est mélangé d'avance avec du charbon de bois et la fusion est achevée, en jetant sur le bain fondu le reste du combustible nécessaire. On enlève la scorie, en la mouillant à mesure qu'elle atteint une certaine épaisseur et on tire le cuivre, lorsqu'il y a 4 à 5 kilogrammes de métal présent. On le pile sous le marteau et on le mélange avec de la bouse de vache, en formant des boules qui sont séchées au soleil et dans un fourneau peu profond, fait avec des morceaux de scories. On affine dans le même four où se fait la fonte : le rendement en cuivre affiné n'est que de 50 pour 100 en cuivre brut.

M. J. Percy donne également la description du procédé suivi à Singhane, dans l'Inde, qui ne diffère guère du précédent.

## F.

### F. Procédé japonais.

Du même auteur nous extrayons les renseignements suivants sur la fonte pour cuivre usitée au Japon.

La teneur moyenne des minerais varie de 3 à 10 pour 100 de cuivre ; le grillage se fait en tas et dure trente jours. On fond dans un four à deux tuyères pour mattes, par petites



charges successives et on enlevant la scorie au fur et à mesure de sa production. On procède ensuite à un second grillage et à une seconde fusion pour matte, puis enfin à un affinage au bas foyer et à un raffinage au creuset.

Le cuivre se coule en lingots d'une belle couleur rouge, affectant la forme de barreaux ayant la section d'un triangle équilatéral, de 0<sup>m</sup>,22 de longueur et 0<sup>m</sup>,12 de côté à peu près.

## NOTE N° 2.

ESSAI D'UN CALCUL COMPARATIF DES PRIX DE REVIENT DES DIVERS PROCÉDÉS, POUR LE TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE CUIVRE PAR VOIE HUMIDE, ÉTUDIÉS DANS LE COMPLÉMENT DE LA *Métallurgie du cuivre*.

8. « Pour comparer les diverses méthodes de la voie humide entre elles au point de vue technique, en dehors des conditions inhérentes aux localités, il est indispensable de supposer des conditions communes de combustible, réactifs, etc., transports, etc. Commercialement ces méthodes se placeront dans un ordre différent, précisément par suite de la substitution des chiffres locaux et spéciaux aux chiffres techniques.

« Supposons, par exemple, un prix de revient calculé en francs pour les quatre opérations : Grillage (sulfatation ou chloruration), attaque, cémentation et travail des résidus, — qui constituent le fond des procédés de la voie humide et sont composées chacune d'elles de prix de réactifs, charbon, main-d'œuvre et frais spéciaux en francs ; avec des valeurs exprimées en fonction d'une lettre : *m*, pour la main-d'œuvre ; *n*, pour le combustible, *Fe* pour le fer de précipitation, *Chl* pour le sel de chloruration. Nous obtiendrons alors des formules générales du prix de revient, indépendantes autant que possible des circonstances spéciales de la localité, mais caractéristiques des méthodes examinées, ce qui permet par suite de les juger techniquement. En substituant à ces lettres, *m*, *n*, *Fe*, *Chl* leurs valeurs locales et spéciales, pour une position donnée d'usine, on obtiendra le prix de revient commercial, réel et vrai pour la localité considérée.

9. « Cette manière d'analyser a le grand avantage de dégager la question technique de la question commerciale et de faire connaître non seulement la part d'action de chacune d'elles, mais, ce qui nous intéresse surtout, la part technique de l'élément métallurgique ou scientifique.

« A toute personne engagée dans l'industrie du cuivre, se présentent fréquemment deux questions à résoudre, lors d'une installation à faire, soit comme création nouvelle, soit comme perfectionnement du matériel, de l'outillage et du travail existant. Ces deux questions, auxquelles il faut savoir répondre, sont les suivantes :

« 1<sup>re</sup> Quelle est la meilleure méthode, au point de vue technique, eu égard aux conditions et nature des matières cuivreuses à traiter, comme marché d'achat, de vente, teneur, etc. ?

« 2<sup>re</sup> Quel est, parmi les divers procédés de cette méthode techniquement la meilleure, le procédé le plus économique, comme travail et conditions locales ?

« C'est certainement le procédé qui satisfera à cette dernière question qui sera choisi, après une critique judicieuse et un examen sévère et approfondi de toutes les conditions tant générales que locales.

**10.** « Pour ne pas augmenter les complications, nous n'isolons pas le prix de la main-d'œuvre de ceux des frais divers : ceci est d'autant plus acceptable que, comme on le verra, ces variations des prix des salaires d'un pays à l'autre ne sont pas très grandes; cela tient à ce que dans les pays où la main-d'œuvre ordinaire et courante est bon marché, celle des ouvriers habiles et spéciaux (raffineurs, mécaniciens, conducteurs de machines, etc.) est plus élevée et rétablit la balance <sup>1</sup>.

« Nous n'introduisons donc pas la lettre *n* de la main-d'œuvre dans les prix de revient ci-après formulés et nous n'emploierons que les éléments suivants :

« *n*, prix de la tonne de combustible (houille), auquel nous ramènerons, par une conversion facile des francs en kilogrammes de houille, les dépenses en coke, bois, etc., lorsqu'il y a lieu ;

*Fe*, prix de la tonne de fer ou fonte, employé comme réactif précipitant ;

*Chl*, prix de la tonne de chlorure (sel marin, carnallite, etc.), employé comme chlorurant.

**11.** « L'étude suivante, dans laquelle nous essayons de comparer techniquement entre eux les divers procédés de la voie humide que nous avons étudiés, est basée sur les moyennes citées dans l'ouvrage, d'après les auteurs indiqués et sur des hypothèses communes aux divers procédés : elle ne peut évidemment avoir d'autre signification que de tracer une voie, pour amener un plus grand degré d'impartialité et de certitude dans le jugement des choses métallurgiques, si compliquées, et d'éliminer surtout, autant que possible, l'appréciation personnelle, trop variable avec les circonstances individuelles.

**12.** « Pour la comparaison convenable des diverses méthodes entre elles, il semble indispensable de créer, pour chacune d'elles, une balance, en y introduisant d'abord les types communs invariables et similaires, tant pour les frais que pour les produits ; puis, les variantes caractéristiques des méthodes mises en parallèle, également tant comme frais que comme produits. La balance ou bilan doit établir la supériorité d'un procédé technique sur l'autre : ce n'est point chose de facile exécution ; aussi n'avons-nous ici nous, le répétons, d'autre intention que de tracer, malgré l'imperfection des données, une voie, une méthode, que nous croyons fermement bonne et correcte.

« Pour juger un procédé au point de vue technique, disons le mot, scientifique, c'est-à-dire indépendamment de certaines données financières locales et spéciales, il n'est besoin qu'au prix de revient strictement calculé : mais ce n'est que dans une comptabilité rigoureuse qu'on trouve des bases correctes d'appréciation et l'exactitude désirables.

« En jugeant une opération industrielle technique, comme on le fait souvent, en ne tenant compte que des consommations des appareils, on ne peut que caractériser une méthode métallurgique donnée ; mais, pour passer de là, par une généralisation, aux résultats réels, dans leurs détails et leur ensemble commercial et financier, qui forcément s'infiltrent dans la question technique qui en est l'essence, il faut d'autres éléments. Somme toute, c'est la balance des produits et des frais qui est le nœud important du problème, dont la partie technique est certainement la pièce principale.

« Un bilan, sous forme de *Doit*, pour tous les frais et sous forme d'*Avoir*, pour tous les

1. Ainsi, par exemple, à Perm, dans les Ourals, du temps de la visite de M. Leplay (1852), les journées des manœuvres étaient payées à raison de 0<sup>r</sup>.80 (*Mét. du cuivre*, Rivot, p. 91) ; les frais spéciaux de toutes les opérations, rapportées à 1 tonne de minerai, dont on retire 20<sup>r</sup>.20 de cuivre marchand et 25 kilogrammes de fonte de moulage, s'élevaient seulement à 45<sup>r</sup>.213, dans lesquels la main-d'œuvre entre pour 1 journée et 361 millièmes et pour un prix de 2<sup>r</sup>.571, c'est-à-dire au moyen de 1<sup>r</sup>.004. Aujourd'hui, ces usines appartenant à la famille Demidoff sont sous la direction de M. Jaunez de Sponville, ancien élève de l'école des mines. Les prix de main-d'œuvre ont légèrement augmenté de valeur, mais les conditions générales de bon marché extraordinaire, surtout pour les matières, subsistent toujours.

produits, est évidemment la vraie et nous dirons la seule manière d'arriver à la balance exacte des bénéfices ou pertes qu'on attend d'une opération. S'il est vrai que l'ingénieur est généralement préposé plutôt à la prospérité et au fonctionnement technique de l'usine qu'au fonctionnement financier de l'affaire dont l'usine est le centre, il ne peut cependant s'abstenir de la considérer sous le point de vue financier, ne fût-ce que pour faire cadrer constamment l'élément technique vers le but commercial poursuivi : il est souvent à la fois le conducteur technique et financier de l'affaire industrielle; il est en tout cas le conseil obligé de ses commettants, même financièrement parlant, dans une matière où le cuivre, le soufre et d'autres matières importantes à vendre ou à acheter sont en jeu régulier et constant. Le producteur, s'il n'est pas l'ingénieur, a besoin, lui aussi, de tous ces renseignements réunis, pour être à la hauteur de son rôle financier et commercial. »

Ces considérations admises (nous les avons déjà énoncées dans le Traité sur la désargentation des plombs), nous allons prendre, à titre de modèle de bilan, l'exemple suivant appliqué à Rio Tinto :

**13.** Le *Doit* du compte général, pour un mois de travail d'usine, se compose :

1° De la *valeur des minerais* de cuivre, que nous désignerons par *Frais n° 1* et par abréviation par *IF*;

2° Des *frais techniques de la fabrication*, que nous désignerons par *II F*;

3° Des *frais généraux* de direction, administration, etc., amortissement du matériel et des intérêts du capital en jeu, que nous désignerons par *III F*;

4° Des *frais de transport aux marchés*, que nous désignerons par *IV F*.

L'*Avoir* du compte général, pour ce même mois, se composera :

1° Du *cuivre pur* en lingots produit. Comme le cuivre est du cuivre de ciment ou un cuivre impur, il y a à tenir compte des frais de raffinage et des pertes. On devra donc compter le cuivre incomplet produit avec un rendement moindre que le réel, de manière à ce que la différence couvre les frais de raffinage et les pertes. Le cuivre de ciment varie comme teneur en cuivre pur de 80 à 85 pour 100 : nous admettrons seulement 50 pour 100, la différence de 25 à 50 pour 100 devant couvrir les frais dont il s'agit. Nous représenterons cette somme par *Produits n° 1* et, par abréviation, par *IP*;

2° Des *bonis* divers de fabrication ou autres, quand la source de ces profits est née dans l'usine et procède de son travail : tels que *purple ore* ou *blue billy*, sulfate de soude, soufre, etc. Nous désignerons la première somme par *II P*; celle correspondante au soufre, par *III P*.

3° Des *valeurs des sous-produits* intermédiaires marchands régénérés, qui rentrent dans la fabrication (chlorure de fer, acide sulfurique, acide chlorhydrique, acide acétique, etc.). Nous désignerons cette somme par *IV P*.

**14.** La différence des deux comptes donnera généralement un bénéfice, qui servira de critérium exact, industriel et financier, de l'opération, si les chiffres sont eux-mêmes exacts : ce bénéfice est, on le voit, en dépendance directe du procédé de fabrication employé, c'est-à-dire de *II F*.

En effet, le résultat final dépendra surtout des résultats particuliers de *II F*, dans le *Doit*, ainsi que des résultats particuliers des articles *II P* et *III P*, dans l'*Avoir*, et évidemment, d'une façon commune à tous les procédés, des valeurs variables du cuivre pur en lingots sur le marché, par conséquent de *IP*.

Sous la forme que nous adoptons, on pourra donc établir, par exemple, le bilan de l'opération de Rio-Tinto (procédé ancien) par sulfatation et par le fer, de la manière suivante, en nous appuyant sur les chiffres consignés § 1 (105 et suivants).

**15.**

#### *Balance du traitement de*

100 tonnes mensuelles de cuivre de ciment, tenant 85 pour 100 de cuivre pur à la tonne,

par le procédé de sulfatation et précipitation par le fer à Rio-Tinto, en supposant le prix de la tonne de houille =  $n$ , celui du fer =  $Fe$ . (Voir art. 111.)

### Frais :

**16. I F.** La valeur du minerai est estimée à  $4^r,15$  par tonne. Comme il faut 66 tonnes<sup>1</sup> de minerai à 2 et demi pour 100, pour obtenir une tonne de cuivre de ciment, il faut  $66 \times 4,017 = 265^r,122$ , et pour 100 tonnes mensuelles  $26.512^r,20 = 1P$ .

**17. II F.** Le coût indiqué (art. 111) pour Rio-Tinto (ancien procédé) se décompose par tonne de minerai brut comme suit :

Combustible. . . . .	$0^r,25$	} $5^r,7325$
Foute de fer. . . . .	$1^r,87$	
Salaires et divers . . . . .	$1^r,6125$	

Le combustible à Rio-Tinto est du bois d'arbustes (*monte bajo : romero, jara*) valant 1 real =  $0^r,25$  par charge pesant de 45 à 50 kilogrammes : en chiffres ronds 50 kilogrammes ; soit 5 francs la tonne. Si l'on admet, avec les résultats généralement consignés dans les Traités de technologie (Voir *Agenda du chimiste*, p. 225), la puissance calorifique de ce combustible sec et résineux de 3600 calories et celui de la houille de 7500 calories, on pourra déduire comme suit, par le chiffre ci-dessus de  $0^r,25$ , la dépense correspondante en houille : la puissance calorifique du bois étant 48 pour 100 de celle de la houille, l'équivalent de 50 kilogrammes de bois sera de 26 kilogrammes de houille, valant  $0^r,25$ . En fonction de  $n$ , prix de la tonne de houille, la dépense sera donc de  $0,026 n$ .

La fonte de fer coûte  $1^r,87$  par tonne de minerai ; elle vaut à raison de 104 francs les 1120 kilogrammes (Voir les chiffres du procédé Doetsch, art. 134, note 1) : ce qui met le prix de la tonne à  $92^r,85$  dans cette localité et fait correspondre le prix de  $1^r,87$  à  $20^r,14$  de fonte ; d'où :  $0,020 Fe$  représentera la dépense de ce réactif précipitant.

La formule du prix de revient d'une tonne de minerai sera donc :

$0,026 n + 0,020 Fe + 1,6125$ ; et, pour 1 tonne de cuivre de ciment, 66 fois ce prix, soit :

$$1,716 n + 1,320 Fe + 106,590 (x).$$

Les 100 tonnes mensuelles coûtent donc de frais de fabrication :

$$II F = 171,60 n + 132,00 Fe + 10.659.00 \text{ francs.}$$

**18. III F.** Les autres frais d'usine, correspondant au séchage du cuivre de ciment, à la mise en sac, à des frais de surveillance, etc., sont calculés (art. 111) à :

$9^r,670 + 4^r,945 + 30^r,180 + 12^r,095 = 56^r,89$  pour une tonne de cuivre de ciment ; pour 100 tonnes mensuelles, il vient 5689 francs. Ajoutons pour frais de direction, amortissement, etc., une somme ronde hypothétique de 1000 francs par mois ; il vient :

$$6689 \text{ francs} = III F.$$

**19. IV F.** Les frais de transport au marché du cuivre de ciment sont calculés à 30 francs par tonne (art. 134) ; le chiffre mensuel sera donc de  $IV F = 3000$  francs.

1. Dans le procédé Doetsch, il faut 75 tonnes ; nous en tiendrons compte, quand nous nous occuperons de son prix de revient.

*Résumé des frais :*

$$\text{I F} = 26.512^{\text{r}},20 \text{ (16).}$$

$$\text{II F} = 174,60 n + 132,00 \text{ Fe} + 10.659 \text{ (17).}$$

$$\text{III F} = 6.689 \text{ francs (18).}$$

$$\text{IV F} = 3.000 \text{ francs (19).}$$

**Produits :**

**20.** I P. La valeur du cuivre de ciment varie suivant sa teneur en cuivre pur : elle s'élève généralement au delà de 65 pour 100 et va quelquefois à 90 pour 100, dans les produits de première attaque, qui presque toujours seuls entrent en ligne de compte. En réduisant le titre à 50 pour 100, comme il a été dit, on couvrira de ce fait les frais de raffinage et les pertes de métal.

Nous admettons le prix de 65 l. st. soit 1660<sup>r</sup>,50<sup>1</sup> pour la tonne de cuivre pur, comme dans le corps de l'ouvrage. (Au moment où nous écrivons (mai) ce prix n'est que de 62 l. st. et, en France (prix du Havre pour les barres du Chili) de 1525 francs, prix, il faut l'espérer, temporairement bas.) Le lecteur fera d'ailleurs aisément les modifications de calcul qu'entraîneraient les modifications du cours du cuivre. Les produits de ce chef auront donc une valeur de  $50 T \times 1660^{\text{r}},50 = 83.325^{\text{r}} = \text{I P}$ .

**21.** II P. Les valeurs des sous-produits intermédiaires régénérés sont nuls, dans le cas de Rio-Tinto. Pour le procédé de Hemixheim, dont il sera question ci-après, la restitution en acide chlorhydrique sera comprise dans le prix de fabrication.

Le boni pour restitution de soufre est également nul ou insignifiant à Rio-Tinto.

**22.** III P. Les bonis pour vente des résidus solides, *purple ore* ou *blue billy*, sont nuls à Rio-Tinto; ils ont, nous l'avons vu, une réelle valeur à Hemixheim, etc. : il en sera tenu compte dans les bilans relatifs à cette usine.

**23.** Les produits se réduisent donc, dans le cas de Rio-Tinto, à la somme I P; et la Balance mensuelle se présente comme suit, si nous donnons à  $n$ , prix de la houille, la valeur de 30 francs par tonne, et à  $\text{Fe}$ , prix de la fonte, la valeur de 92 francs par tonne (en négligeant les décimales) :

$$\text{Frais : I F} = 26.512$$

$$\text{II F} = 27.960$$

$$\text{III F} = 6.689^{\text{r}}$$

$$\text{IV F} = 3.000$$

$$\text{Produits : I P} = 83.325$$

$$\text{II P} = 0$$

$$\text{III P} = 0$$

---


$$\text{Totaux : Fr. : 64.161}$$

---


$$\text{Fr. : 83.325}$$

Bénéfice mensuel : 19.164 francs; soit **19<sup>r</sup>164**, par tonne de ciment et, **2<sup>r</sup>90** par tonne de minerai.

Cet exemple nous servira de type pour les divers procédés que nous allons maintenant passer en revue.

1. Le change admis est de fr. 25,54, qui est le change commercial, fort élevé, en Espagne.

2.  $174,60 \times 30 + 132,10 \times 92 + 10.659 = 5148 + 12.153 + 10.659 = 27.960$  francs.

## 1. Procédé ancien de Rio-Tinto.

(Sulfatation et précipitation par le fer.)

**24.** Ainsi que nous venons de le voir, avec les hypothèses admises, le bénéfice mensuel est de 19.164<sup>fr</sup>, de 191<sup>fr</sup>,64 par tonne de ciment ou de 2,90 par tonne de minerai. En réalité, le prix de revient local est moindre, parce que l'hypothèse de 30 francs pour la tonne de charbon est trop élevée; grâce à la nature et au bon marché du combustible végétal, le premier terme de II H n'est en réalité que 1716 francs, c'est-à-dire que le prix de la tonne de houille devrait être ramené à 10 francs seulement; les frais II F ne sont plus alors que de 24.019 francs, et le bénéfice par tonne de ciment s'élève alors à 231 francs et par tonne de minerai à 3<sup>fr</sup>,50; toutefois, pour l'homogénéité des comparaisons, il nous faut conserver les chiffres de l'article **23**.

**25.** Faisons également la remarque que, les valeurs II P et III P étant nulles, les usines de Rio-Tinto perdent de grandes ressources en n'utilisant ni le soufre, ni le *purple ore*, pour les minerais traités sur place; ces bonis ne sont en effet acquis que pour les minerais exportés (en Angleterre et autres pays): la contrée peu peuplée et fort peu industrielle ne se prête, il est vrai, guère à une innovation ou réalisation de ce genre. Le rendement en soufre des pyrites, si nous prenons pour type l'usine d'Heimixheim (art. 114) est de :

$41 - 5 = 36$  pour 100, soit 360 kilogrammes par tonne de minerai. Si nous admettons le prix de 150 francs la tonne de soufre (voir p. 188, note 3), les 66 tonnes de minerai traitées pour 1 tonne de cuivre de ciment donneraient :

$360 \times 66 = 23'75$  de soufre, et, pour 100 tonnes mensuelles : 2375 tonnes, qui, au prix indiqué de 150 francs, représenteraient une valeur, actuellement *perdue*, de II P = 356.250 fr. par mois.

**26.** Le boni du fait du *purple ore* ou *blue billy* n'est pas non plus à dédaigner. Il représente comme minerai de fer sur  $66 \times 100 = 6600$  tonnes de minerai pyriteux traitées par mois, au rendement de 70 pour 100 (art. 119) : 4620 tonnes, qui, vendues seulement à raison de 10 francs, fourniraient un boni, également *perdu*, de III P = 46.200 francs.

Les installations d'usines à fer sont certainement aujourd'hui presque irréalisables, dans la province de Huelva où le charbon n'existe pas; mais il n'est pas bien loin (à Belmez et Espiel, où quelque jour des fonderies de fer s'installeront sans nul doute). Par suite ce chiffre est irréalisable sur place pour le moment. Quant à la fabrication d'acide sulfurique ou toute autre utilisation du soufre sur place, ce ne serait peut-être pas une opération aujourd'hui impraticable, si le mouvement industriel dans cette partie de l'Espagne se développait quelque peu : les phosphates d'Estremadura (Logrosan, Trujillo, etc.) ne sont pas loin et pourraient donner lieu à une fabrication économique et considérable de superphosphates. L'Espagne, dans ce coin occidental, possède les pyrites, le charbon et les phosphates. Tout cela va s'élaborer actuellement en Angleterre. Nous n'insistons point; nous indiquons seulement une voie. Si cette restitution était réalisée, comme à Heimixheim, le bénéfice par tonne de cuivre de ciment s'élèverait à 4.216<sup>fr</sup>,25, et celui du minerai à 65<sup>fr</sup>,88<sup>1</sup>.

1. Si on ajoute pour Rio-Tinto aux produits I P du cuivre les sommes II P et III P, la balance donnerait un bénéfice de 421.625, soit 4216 francs par tonne de ciment et 65<sup>fr</sup>,87 par tonne de minerai.

## II. Procédé par chloruration et précipitation par le fer de Hemixheim (Vignès).

(Ancien procédé).

**27.** Le minerai, grillé et débarrassé de soufre, lorsqu'il arrive dans l'usine, est soumis à la chloruration : nous supposons, pour établir le bilan dans les conditions d'homogénéité convenues, que le minerai soit traité brut, en tenant compte ainsi du produit de la désulfuration faite au dehors.

**28.** Le coût du minerai est supposé égal à celui de Rio-Tinto. Quant au rendement industriel en cuivre, il n'est réellement que de 2,34 pour 100 : la perte en cuivre est considérable (124), car en réalité le minerai tient 4 pour 100 avant le grillage et 5 pour 100 après le grillage et possède par suite une teneur double de celui traité à Rio-Tinto.

$IF = 26.512^r,20$  est le coût du minerai.

**29.** Les frais de fabrication sont consignés (art. 122) et se décomposent en :

Houille : 100 kilogrammes pour les machines et les chaudières à vapeur,

400 — pour les opérations techniques.

Soit : 500 kilogrammes, pour 1 tonne de minerai grillé. Or 128 tonnes de minerai brut fournissent 96 tonnes de minerai grillé, nombres qui sont dans le rapport de 1,55

à 1. La dépense en combustible sera donc à multiplier par le coefficient  $\frac{1}{1,55} = 0,7518$ , pour rapporter à 1 tonne de minerai brut, et il faudra faire cette même modification sur tous les chiffres donnés à l'art. 122, qui sont rapportés au minerai grillé.

Le combustible sera donc  $0,50 n \times 0,7518 = 0,376 n$ .

**30.** Le fer, dont la consommation s'élève à 150 kilogrammes, sera de même :

$$0,05 Fe \times 0,7518 = 0,0376 Fe \text{ (le dixième du combustible en poids).}$$

**31.** Le chlorure de sodium : 250 kilogrammes, sera de même :

$$0,250 \times 0,7518 Chl = 0,187 Chl.$$

**32.** Le reste des frais : main-d'œuvre et divers, s'élève à  $10^r,15$ , qu'il faut multiplier par 0,7518, soit à :  $7^r,631$ .

**33.** La formule des frais de fabrication par tonne de minerai s'écrira par suite :

$$0,376 n + 0,037 Fe + 0,187 Chl + 7,631.$$

(Les 128 tonnes du minerai brut donnent d'ailleurs 5 tonnes de cuivre de ciment, ce qui correspond à  $25^r,40$  par tonne.) Au type de 66 tonnes de minerai, pour 1 tonne de cuivre de ciment et pour une production mensuelle de 100 tonnes (l'usine d'Hemixheim ne produit en réalité que 90 tonnes), la formule des frais de fabrication devient donc :

$$2481,60 n + 248,16 Fe + 1234,20 Chl + 5056,46 = II F(x).$$

**34.** Les autres frais d'usine sont supposés égaux à ceux de Rio-Tinto; d'où  $III F = 6.689$  Il en est de même des frais de transport, d'où  $IV F = 5.000$  francs.

**35.** Les produits sont : pour la valeur du cuivre de ciment (à 82,60 pour 100 de cuivre pur) : I P = 85.525 francs.

Pour le soufre : II P = 356.250 francs (Voir art. 25).

Pour le *purple ore* : III P = 46.200 francs (art. 25).

**36.** Le bilan se présente alors comme suit :

*Frais* : I F = 26.512 francs.

II F = 126.252

III F = 6.689

IV F = 5.000

Fr. : 162.455

*Produits* : I P = 85.525 francs.

II P = 356.250

III P = 46.200

Fr. : 485.775

Le bénéfice mensuel est donc de 525.512 francs; soit **3.233<sup>fr</sup>, 42** par tonne de ciment et par tonne de minerai : **48<sup>fr</sup>, 98**, bénéfice qui serait négatif si II P et III P s'annulaient.

**37.** Il ne faut pas que le lecteur oublie que ces calculs sont faits sur des hypothèses qui supposent communs certains frais et rendements, dans le but exclusif de comparer les méthodes au point de vue technique.

D'après ce qui précède, la méthode de chloruration d'Hemixheim comparée à la sulfatation de Rio-Tinto fournirait donc techniquement un bénéfice dans le rapport de 489 francs à 29, c'est-à-dire qu'elle serait 16 fois plus avantageuse que celle de Rio-Tinto; mais en réfléchissant que, si Rio-Tinto pouvait réaliser son soufre et son *purple ore*, ce rapport deviendrait inverse, car il serait de 489 à 638 (Voir note 1, art. 26), alors la méthode de Rio-Tinto serait techniquement 15 fois meilleure que celle d'Hemixheim.

Au point de vue financier et commercial, si on donne, pour l'usine d'Hemixheim, leurs vraies valeurs locales à : *n*, *Fe* et *Chl*<sup>2</sup>, les frais de fabrication deviennent : 118.291 francs, au lieu de 126.282. Si l'on considère en outre que le minerai brut à 4 pour 100 est certainement beaucoup plus cher que le prix admis pour Rio-Tinto de 4<sup>fr</sup>,017 par tonne et surtout si l'on y ajoute le prix du transport de Vignac (Norvège) à Anvers (Belgique), ce rapport diminuera encore. Au prix de 10 shillings l'unité de cuivre — ce qui est à peu près le prix courant, — le minerai de Vignac vaudrait 40 sh. ou 50 francs la tonne : de ce chef, la valeur de I F serait  $66 \times 50 = 3300$  francs pour 1 tonne de cuivre de ciment et 330.000 francs pour 1 mois.

La balance, avec ces deux modifications, de I F = 330.000 et II F = 118.291, donnerait un bénéfice mensuel seulement de 27.795 francs et par tonne de ciment de 277,95, soit de 4<sup>fr</sup>,21 par tonne de minerai.

Le chiffre de 8<sup>fr</sup>,51 par tonne indiqué (art. 122), augmenté du boni du soufre et du *purple ore* non calculé et qui s'élève à 356.250 + 46.200 = 402.450 francs pour 6600 tonnes de minerai, soit à 60 francs, fournirait le bénéfice de 68<sup>fr</sup>,31. Une moyenne entre les deux chiffres ainsi déterminés — soit 55 à 56 francs — paraît devoir être très voisine de la réalité; cela est probable, pour le prix de revient local et réel d'Hemixheim.

1. En supposant *n* (houille) = 50 francs; *Fe* (fer) = 92 francs; *Chl* (sel marin) = 21 francs; il vient pour la formule (x) 74.448 + 22.850 + 25.918 + 5056 = 126.252 francs.

2. *n* = 25 francs, *Fe* = 110 francs, *Chl* = 21 francs :

$2481,60 \times 25 + 248,16 \times 110 + 1254,20 \times 21 + 5056 =$   
 $62.040 + 27.297 + 25.918 + 5056 = 118.291$  francs.



## III. Procédé par perchloruration de Rio-Tinto.

(Procédé Doetsch.)

38. Les détails du coût sont fournis (art. 134, note n° 1).

IF sera comme ci-dessus (16) : 26.512 francs. En réalité le procédé Doetsch exige 75 tonnes de minerai, au lieu de 66 ; c'est-à-dire 9 tonnes de plus par tonne de cuivre de ciment, ce qui fait pour 100 tonnes mensuelles de cuivre de ciment produit, 900 tonnes de minerai en sus, à 4<sup>fr</sup>,017, soit 3615 francs, à ajouter à ce chapitre de frais.

39. IIF est calculé comme suit :

Comme le charbon est englobé dans le prix de 65<sup>fr</sup>,75 des pompes et main-d'œuvre, nous estimerons (un peu au hasard) que, sur ce prix, la dépense en combustible est le dixième, soit 6<sup>fr</sup>,375 ; ce qui, en admettant les chiffres de 26 kilogrammes de houille équivalant à 50 kilogrammes de bois, indiqués (17), et par suite 1 kilogramme de houille comme correspondant à 0<sup>fr</sup>,01, fournit 657<sup>fr</sup>,50 pour la part du combustible consommé ; d'où combustible = 0,657 n.

40. Le fer est calculé à 1120 kilogrammes, d'où la dépense 1,120 Fe.

Le sel est calculé à 620 kilogrammes, d'où la dépense 0,620 Chl.

Il reste pour la main-d'œuvre et divers 165<sup>fr</sup>,42.

La formule du prix de revient d'une tonne de cuivre de ciment (à 85 pour 100 de cuivre pur) peut s'écrire alors :

$$0,657 n + 1,120 Fe + 0,620 Chl + 165,42,$$

et pour 100 tonnes : 65,70 n + 112,00 Fe + 62,00 Chl + 16.542 = II F.

41. Les autres frais : III F et IV F, comme ci-dessus.

Quant aux produits, ce sont les mêmes chiffres que précédemment ; d'où la balance suivante :

Frais : IF = 26.512

IIF = 50.171<sup>a</sup>

IIIF = 6.689

IVF = 3.000

Fr. : 66.572

Produits : IP = 83.525

IIP = 0

IIIP = 0

Fr. : 83.525

Bénéfice mensuel : 16.953 francs ; soit 169<sup>fr</sup>,53 par tonne de ciment et 2<sup>fr</sup>,565 par tonne de minerai. Ce bénéfice, si on réalisait le soufre et le *purple ore*, serait de 4.194 francs par tonne de cuivre de ciment et de 65<sup>fr</sup>,53 par tonne de minerai brut.

42. D'après ces chiffres, le procédé Doetsch semble inférieur à l'ancien procédé de Rio-Tinto, examiné plus haut et dont le bénéfice par tonne de minerai s'élève à :

2<sup>fr</sup>,909 — 2<sup>fr</sup>,565 = 0<sup>fr</sup>344 de plus. Ce résultat se modifie encore plus défavorablement, si

1. Cette formule donne bien le chiffre de 293<sup>fr</sup>,01 (art. 134) trouvé, en substituant à n, Fe et Chl les valeurs locales de n = 10 francs (article 24) ; Fe = 93 francs et Chl = 27<sup>fr</sup>,50.

2. Pour n = 50, Fe = 92 ; Chl = 21 francs, il vient :

$$1.911 + 10.415 + 1.503 + 16.542 = 50.171 \text{ francs.}$$

l'on augmente les frais 1F, — pour cause des 75 tonnes de minerai (art. 38) nécessaires pour 1 tonne de cuivre de ciment, au lieu des 66 tonnes calculées, — de 5615 francs, ce qui accroîtrait la différence encore de 5<sup>fr</sup>,44; en tout de 8<sup>fr</sup>,88<sup>1</sup>.

13. Mais il faut se rappeler : 1° qu'on supprime le grillage, source d'inconvénients innombrables et dont la valeur peut se payer largement par 5<sup>fr</sup>,98 de moins-value; 2° qu'on gagne par cette suppression un temps considérable, le cuivre ne demeurant plus immobilisé dans des tas incandescents à deux reprises, pendant plus d'une année (Voir art. 110, note 1; art. 154, note 2).

Les chiffres indiqués (art. 154, n° 2) de bénéfice brut de 1095<sup>fr</sup>,75 par tonne de cuivre pur et donnés par M. E. Camenge, se concilient toutefois difficilement avec ceux qui viennent d'être calculés : cela tient à ce que la valeur du cuivre de ciment, quoique réduite à 85 pour 100 de cuivre réel par cet ingénieur, est comptée comme cuivre pur; or la simple réduction de 15 pour 100 du titre en cuivre n'est pas suffisante à payer les frais d'affinage, de raffinage et les pertes, que nous estimons à 35 pour 100 en sus, quantité qui est loin, croyons-nous, d'être exagérée.

#### IV. Procédé par chloruration, à Phenixville.

(Procédé Hunt, Streng et Douglas.)

14. Le coût de ce procédé est donné (art. 145), 1F = 26.512 francs.

Le minerai américain n'est qu'à 3 pour 100 de cuivre, c'est-à-dire très voisin de celui de Rio-Tinto; aussi le chiffre de 20 tonnes de minerai grillé pour 1 tonne de cuivre de ciment indiqué par les inventeurs (art. 145, note 2) est-il certainement erroné et admettons-nous 66 tonnes, comme pour les procédés précédents. Le prix de revient indiqué doit par suite recevoir une modification totale, en rapportant à 66 tonnes au lieu de 20, et par suite être multiplié par le coefficient : 3,05. Malgré cette triplication du chiffre du prix des minerais, le procédé, avec les données des inventeurs, apparaît encore d'une supériorité extrême, difficilement admissible, comme on le verra d'ailleurs ci-après.

15. Les frais de fabrication deviennent alors, on introduisant le coefficient : 3,05 :

Combustible . . . . .	150 kil. $\times$ 5,05 =	457 <sup>fr</sup> ,50 à 15 fr. la t.	6.827
Fer . . . . .	75 kil. $\times$ 5,05 =	2272 <sup>fr</sup> ,50 à 110 fr. la t.	249.995
Chlorure de sodium . . .	10 kil. $\times$ 5,05 =	50 <sup>fr</sup> ,50 à 150 fr. la t.	4.545
Autres frais (main-d'œuvre, etc.) :	8 <sup>fr</sup> ,095 $\times$ 5,05 =		24.528
			Fr. 285.895

soit (94<sup>fr</sup>,35  $\times$  3,05) et, pour 1 tonne de minerai brut :

Combustible. . . . .	6 <sup>fr</sup> ,88	0 <sup>fr</sup> ,105
Fer. . . . .	54 <sup>fr</sup> ,40	3 786
Chlorure de sodium. . .	0 <sup>fr</sup> ,45	0 068
Autres frais (main-d'œuvre, etc.) :		0 571
		4 <sup>fr</sup> ,528

1. La balance donnerait un bénéfice de 16.953 — 5.615 = 11.338 francs, soit 155<sup>fr</sup>,38 par tonne de ciment et 2<sup>fr</sup>,021 par tonne de minerai. Différence sur les chiffres précédents :

2<sup>fr</sup>,565 — 2<sup>fr</sup>,021 = 0<sup>fr</sup>,544, et avec les 3<sup>fr</sup>,440 (art. 42) 5<sup>fr</sup>,984 par tonne.

La formule par tonne de cuivre de ciment devient donc :

$$0,454 n + 2,272 Fe + 0,030 Chl + 24,528 = (\beta), \text{ et, pour 100 tonnes :} \\ 45,40 n + 227,20 Fe + 3,00 Chl + 2452,80 = IIIF.$$

46. Les autres frais, IIIF et IVF, sont les mêmes que ci-dessus; les produits également; car à Phoenixville, comme à Hemixheim, on utilise le soufre et le *purple ore*.

47. Le bilan se présente donc comme suit pour Phoenixville :

IF.	=	26.512	IP	=	85.525
IIF.	=	24.780	IIP	=	356.250
IIIF.	=	6.689	IIIP	=	46.200
IVF.	=	5.000			
		<hr/>			<hr/>
Fr.		60.981	Fr.		485.775

Bénéfice mensuel : 424.754, soit **42 17<sup>fr</sup>,54** par tonne de cuivre et **64<sup>fr</sup>,35** par tonne de minerai; ce chiffre devient négatif, si l'on n'utilise ni le soufre ni le *purple ore*.

48. Si l'on ramène les hypothèses que nous avons faites pour arriver à une comparaison technique des méthodes, aux chiffres spéciaux et locaux de Phoenixville, nous sommes conduits, comme pour Hemixheim (art. 37), à des conclusions qui établissent que le procédé de Phoenixville est plus avantageux, comme 52 fois : 1, par rapport à celui de Rio Tinto, sans la réalisation dans cette dernière localité du soufre et du *purple ore*; mais, qu'en supposant cette régénération de produits, la méthode de Rio Tinto serait techniquement aussi bonne que celle de Phoenixville.

Si la méthode Doetsch, comme cela est probable, laisse intactes les pyrites de fer qui peuvent alors donner lieu à une désulfuration ultérieure lucrative pour acide sulfureux, comme d'ailleurs elle supprime le grillage, conservé par le procédé Hunt, Streng et Douglas, elle resterait pratiquement supérieure à toutes les méthodes de la voie humide que nous avons étudiées jusqu'à présent.

49. Nous terminerons cette étude par un essai d'un bilan pour la méthode à l'acide acétique et pour le procédé électrolytique de MM. Blas et Miest.

## V. Procédé à l'acide acétique.

(Procédé Roswag).

50. Le coût peut s'établir comme suit, pour 75 tonnes de minerai, à la teneur de celui de Rio Tinto.

a) Grillage. Combustible à la chaudière, avec air comprimé. . .	0 <sup>fr</sup> ,750 houille.	
Id., pour le compresseur et les machines. . . . .	0 <sup>fr</sup> ,600 —	
	<hr/>	
	1 <sup>fr</sup> ,350	
Salaires, mouture, etc . . . . .	62 francs.	} 107 »
Divers, réparations, etc.. . . . .	45 —	
Soit 1,350 n + 107; et, pour 1 tonne, le 1/75 <sup>e</sup> , soit :		
	0,018 n + 1,426.	

1. Avec les valeurs de  $n = 30$ ,  $Fe = 92$ ,  $Chl = 21$ , il vient :

$$45,40 \times 30 + 227,20 \times 92 + 3 \times 21 + 2452,88 = \\ = 1.362,00 + 20.902,40 + 63,00 + 2.452,80 = 24.780<sup>fr</sup>,20.$$

Cette formule vérifie d'ailleurs les résultats locaux de l'art. 445, si l'on fait  $n = 15$ ,  $Fe = 110$  et  $Chl = 150$ , et qu'on divise par 3,05 (à cause du rapport erroné du nombre de tonnes de minerai traitées par tonne de ciment obtenue).

b) *Cimentation*. Fer : 2625 kil.

Salaires et divers : 55 francs.

Soit : 2,625 *Fe* + 55 et, pour 1 tonne, le 1/75<sup>e</sup> :  
0,035 *Fe* + 0<sup>r</sup>,735.

c) *Travail des résidus*. Acide sulfurique pour la régénération de l'acide acétique (5<sup>r</sup>,50 à 200 fr.); fabrication de vitriol vert et perte d'acide acétique : 115 francs; et, pour 1 tonne de minerai, le 1/75<sup>e</sup> : 1<sup>r</sup>,50<sup>r</sup>.

La formule de fabrication devient donc, pour 1 tonne de minerai :

$$0,018 n + 0,035 Fe + \left\{ \begin{array}{l} 1,426 \\ 0,735 \\ 1,500 \end{array} \right\} \text{ et pour 66 T. de minerai ou 1 T. de cuivre de ciment:}$$

$$\hline 3,659$$

$$1,188 n + 2,310 Fe + 241,50,$$

et enfin pour 100 tonnes mensuelles :

$$118,80 n + 231 Fe + 24.150. (\gamma)$$

51. Les autres frais et produits étant les mêmes, la balance se présente comme suit :

<i>Frais.</i>	IF. =	26.512	Produits	IP =	83.525	
	IIF <sup>2</sup> . =	48.966		IP =	556.250	
	IIIF. =	6.689		IIIP =	46.200	
	IVF. =	3.000		IVP =	1.000	Restitution en vitriol vert) 3.
	Fr.	85.167			486.775	

Bénéfice mensuel : 401.608 ou 4016 francs par tonne de cuivre et 60<sup>r</sup>,75 par tonne de minerai. Ce bénéfice devient négatif, si l'on n'utilise ni le soufre des pyrites de fer, ni l'oxyde de fer (*purple ore*), qui n'est pas attaqué par l'acide acétique, si le grillage est fait à mort, opération facile à la chaudière et à l'air comprimé.

## VI. Procédé électrolytique.

### Procédé Blas et Miest.

52. Le coût consigné (197) peut se mettre sous la forme suivante :

a) *Frais d'amortissement* par tonne de cuivre : 37<sup>r</sup>,50.

b) *Agglomération*. Le combustible représente 18,18 pour 100 de la dépense totale :  $0,1818 \times 34<sup>r</sup>,30 = 6<sup>r</sup>,25$ , ce qui, pour le prix de 25 francs auquel la tonne de houille est calculée dans ledit article 197, représente environ 24<sup>r</sup>,90 de houille, d'où 0,025 *n*. Le reste des frais est de :  $34<sup>r</sup>,30 - 6<sup>r</sup>,25 = 28<sup>r</sup>,07$ .

1. La quantité d'acide acétique effective pour dissoudre le minerai préalablement humecté d'eau contenant 30<sup>e</sup> de cuivre par tonne, est de 100<sup>e</sup> d'acide à 7<sup>e</sup> B., qui sont restitués avec une perte de 2 1/2 %, mais qui est calculée à 5 %; il y a donc 5<sup>e</sup> d'acide acétique perdu, à compter dans les frais par tonne de minerai; à 80 fr. la tonne, cela représente 0<sup>r</sup>,40 sur la somme de 1<sup>r</sup>,50 (26 %).

2. La formule ( $\gamma$ ) donne pour *n* = 50 et *Fe* = 02.

$$118,80 \times 50 + 231 \times 02 + 24.150$$

$$= 5.564 + 21.252 + 24.150 = 48.966 \text{ fr.}$$

3. Le sulfate de fer contient 7 équivalents d'eau; les 66 tonnes de minerai en produisent 50 tonnes environ, qu'on peut calculer à une valeur minimum de 20 fr. la tonne, soit 1000 fr.

c) *Force motrice.* Sur le chiffre de 52<sup>fr</sup>,05 par tonne de cuivre, le combustible représente 75 pour 100, soit 39<sup>fr</sup>,04 ce qui en charbon, à 25 francs la tonne, représente 1,560. Le reste de la dépense est d'ailleurs 52<sup>fr</sup>,05 — 39<sup>fr</sup>,04 = 13,01; de sorte qu'on peut écrire les frais de *force motrice* sous cette forme :  $1,560 n + 13,01$ .

d) L'*électrolyse* est calculée à 62<sup>fr</sup>,50; de sorte que le prix de revient d'une tonne de cuivre pur déposé électrolytiquement coûtera :

$$37,50 + (0,025 + 1,560) n + 28,07 + 13,01 + 62,50 = 1,585 n + 141,08;$$

et, pour 50 tonnes de cuivre pur obtenu, équivalent des 100 tonnes de ciment des précédents calculs :

$$\frac{158,50}{2} n + \frac{14108}{2} = 79,25 n + 7054. (\delta)$$

53. Le bilan se présente alors comme suit :

Frais	IF	=	26.512	Produits.	IP	=	85.325
	II F	=	9.451		IIP	=	356.250
	III F	=	6.689		IIIP	=	46.200
	IV F	=	5.000				
<hr/>				<hr/>			
Fr. 45.652				485.775			

Bénéfice mensuel : 440.145 francs, soit **8804** francs par tonne de cuivre et **133<sup>fr</sup>,35** par tonne de minéral.

Ce chiffre est plus du double du procédé à l'acide acétique, du procédé Hunt, Streng et Douglas (à Phoenixville), et presque le triple du procédé de Hemixheim; il est incomparablement supérieur aux procédés qui n'utilisent point encore le soufre et le *purple ore* : procédé de Rio Tinto, ancien et procédé Dötsch.

54. A titre de renseignement et pour faciliter au lecteur le champ des comparaisons, voici quelques chiffres de prix de revient relatifs aux procédés de la voie sèche.

A la page 375 de sa *Métallurgie du cuivre* (traduction de MM. Petitgand et Ronna), M. J. Perey indique comme dépense normale de combustible, dans la méthode galloise de Swansea : 18 tonnes par tonne de métal provenant de minerais rendant 10 pour 100 de cuivre, ainsi qu'on le verra plus loin dans le passage que nous citerons.

Quelques pages plus avant, il indique comme prix de revient de la tonne de cuivre : 1400 francs (p. 372), pour l'usine d'Atvidaberg.

55. Dans son *Traité de Métallurgie* (p. 102), pour le traitement de Perm, où les consommations en combustible, fondants et main-d'œuvre sont assez élevés, mais arrivent à être extrêmement faibles par suite du bon marché tout à fait exceptionnel des matières premières et de la main-d'œuvre, M. Rivot donne comme prix de revient de la tonne de cuivre : 580<sup>fr</sup>,64 \*.

56. Pour le traitement anglais de Swansea, aux fours à réverbère, M. Rivot donne les prix de revient suivants d'une tonne de cuivre marchand, variables avec la nature des minerais fondus :

Pour les minerais ordinaires : 215 francs.

—	purs :	342	—
—	impurs :	555 <sup>fr</sup> ,60,	prix auquel il faut ajouter les frais généraux.

1. La formule ( $\delta$ ) pour  $n = 50$ , donne : II F =  $2.377,50 + 7.054 = 9.451$  fr. en chiffres ronds.  
2. 15<sup>fr</sup>,215, coût par tonne de minéral rendant 2,62 %, c'est-à-dire 26<sup>fr</sup>,20 de cuivre marchand et 2<sup>fr</sup>,50 de fonte de moulage; ce qui correspond à 580<sup>fr</sup>,64 par tonne de cuivre marchand.

Ce sont là certainement des prix fort minimes : les réflexions que nous citons plus loin (59, etc.) de M. J. Percy et de M. Rivot leur donneront toute leur signification.

57. Pour le traitement américain de Boston, au four à manche, M. Rivot donne pour prix d'une tonne de cuivre marchand<sup>1</sup> : 1649 francs : ces minerais ne rendent que 2 pour 100, tandis que ceux d'Angleterre rendent 10 pour 100 : il est vrai que les minerais sont très purs (cuivre natif).

58. Enfin pour le traitement mixte d'Agordo, voie humide pour la cémentation et voie sèche pour le grillage et le raffinage du métal, M. Rivot indique le prix de 2490 francs par tonne de cuivre rosette.

## NOTE N° 3.

## CALCUL DES FRAIS D'ÉTABLISSEMENT D'UNE USINE À CUIVRE.

59. Nous croyons utile d'extraire ici les lignes suivantes, que le Dr J. Percy (page 375, *Métallurgie du cuivre*, traduit. de MM. Petitgand et Ronna) consacre à la question des frais d'établissement d'une *usine à cuivre anglaise*, par voie sèche.

« Les frais d'établissement d'une usine à cuivre et le capital nécessaire sont subordonnés évidemment aux localités. On peut être obligé de construire des quais dispendieux et, dans tous les cas, il faut une étendue de terrain considérable pour y déposer les scories, les cendres et autres résidus. Les usines les plus ordinaires, si on veut réaliser quelques bénéfices, doivent produire, avec un bon mélange de minerai, rendant une moyenne de 10 pour 100, au moins 1100 tonnes de cuivre raffiné (près de 100 tonnes par mois). De pareilles usines doivent renfermer 18 fourneaux (6 fours de grillage et 12 autres), avec tous les accessoires. Dans ces conditions les frais d'établissement peuvent s'évaluer à 250.000 francs (en Angleterre).

« Les fours de grillage valent chacun 6.000 francs, sans l'outillage, etc. Il faut en outre, pour fonds de roulement, un capital de 895.000 francs ; en tout 1.125.000 francs. Si ces usines étaient construites en vue d'un développement futur, on pourrait les doubler avec seulement la moitié du capital précédent en sus.

« Le combustible est la plus grande source de dépense ; aussi est-il essentiel de choisir une localité où le charbon soit de *bonne qualité* et *bon marché*. La consommation du combustible dépend nécessairement de sa qualité, de la nature du minerai et de la conduite du travail : cependant, dans les usines de la consistance que nous venons d'indiquer, on peut évaluer la consommation annuelle à 20.000 tonnes de charbon environ, soit à 18 tonnes de charbon par tonne de métal, provenant de minerais rendant 10 pour 100 de cuivre.

« Les frais du traitement suivent aussi le taux des salaires, le prix du fer, celui des briques et autres matières qui se consomment en grandes quantités. On peut toutefois admettre que, dans les usines placées dans les conditions indiquées et produisant 1100 tonnes de cuivre raffiné, ces frais s'élèvent à 240.000 francs, soit environ 218 francs par tonne de

1. 52<sup>fr</sup>.98, coût par tonne de minerai, rendant 2 %, c'est-à-dire 20 kg. de cuivre marchand, et qui correspondent à 1649 fr.

cuivre <sup>1</sup>. C'est là uniquement le prix du traitement métallurgique, non compris l'intérêt du capital, le transport des minerais aux usines et du cuivre sur le marché, les dépenses accessoires d'achat de minerai et de vente du métal et d'autres frais accidentels, dépendant des circonstances locales, de la proximité du marché, etc. <sup>2</sup>.

« Le bénéfice de la fonte du cuivre est en relation avec la disposition d'un fort capital et le tact commercial qu'il faut déployer dans l'achat des minerais et la vente des produits; des hausses successives peuvent tripler les bénéfices ordinaires du fondeur, tandis qu'une série de baisses peut non seulement absorber les bénéfices, mais encore occasionner d'autres pertes. Les cours du cuivre sont sujets à des oscillations si considérables et quelquefois si inattendus, que les opérations commerciales sont des plus incertaines. On confond souvent la conduite de la fonderie avec celle des opérations commerciales <sup>3</sup> qui s'y rattachent; mais ce sont deux choses essentiellement distinctes. La fabrication du fer et du cuivre et l'achat de ces métaux ne se ressemblent point; c'est ce qu'il ne faudrait jamais oublier. Un propriétaire de vastes gisements de charbon et de minerai de fer, en voyant la prospérité des fondeurs voisins qui payent ces matières un prix élevé, est assez porté à croire qu'il pourrait lutter avec ses voisins, en fondant lui-même ses minerais avec son charbon. L'expérience lui prouvera bien vite l'erreur de ses calculs. Réussirait-il pour la partie métallurgique, qu'il pourrait se tromper sur la partie commerciale.

« Quand l'industrie du cuivre prospère, le capital ne rapporte que 2 1/2 pour 100 par an; mais la moyenne n'est en général que de 2 1/4. On n'est pas certain, en dehors de l'intérêt ordinaire à 5 pour 100, sur une période de 10 ans, de retirer 15 pour 100 du capital engagé.

« Comme exemple de cette fluctuation de l'industrie du cuivre, nous pouvons certifier que vers 1850, à Swansea, une des plus grandes compagnies, des mieux conduites, n'a pas réalisé pendant cinq ans plus de 5 pour 100, et qu'une autre, dans des circonstances semblables, en 1860, a subi des pertes importantes. »

60. On peut rapprocher de ces sages réflexions ce que dit M. Rivot sur cette même matière (p. 263, *Métallurgie du cuivre*) :

« On a souvent reproché aux fondeurs anglais de repousser, presque sans les examiner, les perfectionnements qui leur sont proposés pour les diverses opérations; il est cependant certain que leur intérêt bien entendu n'est pas de modifier la méthode adoptée et convenablement appliquée par les ouvriers, quand bien même il devrait résulter des modifications proposées une diminution notable des frais spéciaux.

« La méthode anglaise est certainement la plus compliquée de toutes celles qui sont employées pour le traitement des minerais de cuivre. La réussite des opérations, la qualité du produit définitif et par conséquent sa valeur marchande dépendent, bien plus que dans toutes les autres méthodes, de l'habileté des ouvriers et de l'habitude qu'ils ont prise, dès leur enfance, du travail aux réverbères. En Angleterre, les directeurs d'usines trouvent dans la population ouvrière l'habileté, l'intelligence et pour ainsi dire l'instinct métallurgique, qui permettent aux ouvriers d'adapter leur travail à la nature variable des minerais.

« Chaque variation un peu brusque dans la nature des minerais doit causer des tâtonnements, à la suite desquels les contremaîtres et les ouvriers reconnaissent aisément dans quel sens les opérations doivent être modifiées; il n'en résulte aucune perturbation notable dans le traitement et les directeurs savent, au bout de très peu de temps, quelle est la valeur commerciale du cuivre que donnent les minerais nouveaux et par conséquent à quel prix ils doivent les acheter.

1. Dans la formule de Sir W. Logan, M. J. Percy indique comme courant le prix de 2<sup>fr</sup>.50 par unité. (Art. 288).

2. Dans la formule de Sir W. Logan, donnée par M. J. Percy, cette somme paraît être représentée par la quantité constante : 12<sup>fr</sup>.50. (Art. 288.)

3. Voir note 1, page 218, art. 157.

« Il n'en serait pas de même si l'on venait à introduire dans le traitement une modification radicale : il faudrait refaire l'éducation des contremaîtres et ouvriers ; pendant les années d'études, les directeurs des usines ne pourraient plus savoir d'avance sur quelle qualité de cuivre ils doivent compter ; ils seraient donc privés de la base principale sur laquelle repose l'achat des minerais.

« Il est facile de prouver par des chiffres que les fondeurs ont intérêt à porter toute leur attention sur l'achat des minerais et la vente du cuivre.

« Les minerais sont payés comptant, le cuivre n'est vendu le plus ordinairement que plusieurs mois après et les paiements sont presque toujours réglés à six mois de l'époque de la vente.

« L'intervalle écoulé entre le paiement des minerais par les fondeurs et le paiement du cuivre par les acheteurs, oblige les fondeurs à disposer d'un fonds de roulement considérable, qui peut être plus ou moins limité, suivant l'extension des relations commerciales et les facilités d'écouler le cuivre, à mesure qu'il est produit.

« En supposant le cuivre à 1666 francs la tonne<sup>1</sup>, la valeur produite par l'usine choisie pour type à Swansea est de 5.200.000 francs, ce qui suppose, dans les conditions ordinaires, un fonds de roulement de 1.600.000 francs (moitié). Les fondeurs qui possèdent des relations commerciales très étendues peuvent le réduire à moins et par suite économiser sur les frais généraux.

« Pendant le temps qui s'écoule entre l'achat du minerai et la vente du cuivre, le prix du métal subit des variations parfois assez fortes et qui s'élèvent à 200 et 500 francs par tonne, soit, par tonne de minerai, à 16 et 24 francs. La grande habileté des fondeurs consiste à profiter de ces variations, car le prix du cuivre dans le minerai est (art. 158) toujours calculé d'après le prix du métal en lingots au moment de l'achat ; cela ne leur est pas toujours possible, en raison de l'irrégularité des arrivages des minerais et principalement des minerais étrangers ; mais la prévoyance et l'habileté dans les approvisionnements ont toujours une grande influence sur la somme des bénéfices que les fondeurs peuvent réaliser.

« Les essais faits par voie sèche indiquent toujours une teneur inférieure à la quantité de cuivre qu'on relève par le traitement métallurgique ; on peut admettre que pour les minerais, rendant en moyenne 8 pour 100, les essais n'indiquent pas plus de 6 pour 100. La différence représente 80 francs par tonne<sup>2</sup>. En regard de ces nombres, on doit considérer comme bien faible le bénéfice que pourrait donner une modification heureuse du traitement métallurgique, réduisant les frais spéciaux d'un dixième, ce qui serait déjà très beau, mais ne diminuerait que de 2 francs les frais spéciaux rapportés à la tonne de minerai.

« Il n'est donc pas étonnant que les fondeurs appliquent particulièrement leur attention à la partie commerciale de leur entreprise qui peut leur donner des bénéfices considérables. Ils cherchent à éviter les modifications du traitement métallurgique qui pourraient peut-être plus tard diminuer un peu les frais, mais qui commenceraient par leur enlever, pour un temps plus ou moins long, la base la plus certaine de leurs opérations commerciales : la relation entre la qualité du cuivre produit et la nature des minerais mis en vente. »

61. A ces réflexions fort justes de MM. Percy et Rivot nous ajouterons seulement ceci : qu'il est probable que la diminution du prix de revient qu'on peut augurer de l'introduction de l'appareil Bessemer dans la Métallurgie du cuivre sera de plus de 10 pour 100, et qu'elle se fera, par suite, il faut l'espérer, malgré toutes ces difficultés fort réelles.

Nous dirons de même que la voie galvanique est loin d'avoir dit son dernier mot ; que, d'après les calculs certainement hypothétiques que nous avons présentés, le procédé de MM. Blus

1. Nous ramenons au taux actuel du cuivre les chiffres de M. Rivot.

2. Depuis l'introduction de l'essai par voie humide de M. Parke (au cyanure de potassium — Voir art. 222). — ceci n'est plus aussi exact. (Voir les réflexions de l'art. 214).



et Miest (52), les frais d'établissement d'une usine à cuivre électrolytique, quoique exigeant de plus grandes surfaces du terrain que les usines à feu, sont bien moins grands; que surtout la rapidité de production de cuivre *pur*, élément d'une extrême importance, est considérable; et, si les frais de traitement sont réellement aussi faibles que le calcul des inventeurs l'indique, l'avenir de la métallurgie du cuivre doit prochainement se modifier favorablement.

## NOTE N° 4.

CONDENSATION DES FUMÉES DES FOURS A CUIVRE DE SAINT-BLASEN (FORÊT NOIRE, BADE).

(Extrait de la *Berg. and hüttenm Zeitung*.)

62. MM. Koch et Moldenhauer, pour condenser des fumées provenant du travail des minerais de cuivre nickélifères, ont appliqué aux fours à grillage et à manche où on les traite successivement, des tourelles dans lesquelles se trouvent disposés les matériaux de condensation qui varient avec la nature de l'appareil employé.

1° Pour le four à grillage, la tourelle est garnie de coke, qui se trouve constamment arrosé par une pluie d'une dissolution de carbonate de soude; cette dissolution est élevée à l'aide d'une pompe au faîte; elle est composée de 15<sup>4</sup>,50 de carbonate de soude en cristaux dissous dans un tiers de mètre cube d'eau: cette quantité de liquide tombe seulement dans l'espace de trois jours et correspond à l'élaboration de 12 à 15 tonnes de mattes crues grillées.

2° Pour les fours à manche, qui donnent encore plus d'acide sulfureux, on supprime le coke dans la tourelle et on le remplace par de gros morceaux de carbonate de soude, qui reçoivent une pluie d'eau. Les morceaux sont renouvelés tous les six à huit mois, suivant que le travail des maltes cuivreuses a été plus ou moins suivi et fréquent: le volume de cristaux est de 76 mètres cubes environ par opération.

Le carbonate de soude, dans les deux cas, condense les fumées: il se forme du sulfate de soude, sous l'action d'une certaine quantité d'acide sulfurique qui se produit dans les gaz du grillage et qui transforme facilement le carbonate en sous-sulfate de soude vendable. Les fumées, qui rougissent fortement le papier de tournesol, avant l'entrée dans la tourelle, n'exercent plus aucune action sur lui à la sortie: on calcule qu'on utilise ainsi 38 pour 100 de l'acide sulfurique auparavant perdu.

## NOTE N° 5.

SUR LE TRAVAIL AU FOUR A RÉVERBÈRE ET AU FOUR A MANCHE, POUR LES MINERAIS DE CUIVRE.

63. Indépendamment des considérations émises par M. Grüner sur cette question dans les Principes généraux de la métallurgie, de celles qu'a présentées M. Rivot, dans sa *Métallurgie du cuivre* (pages 7, 65 et 69) et de celles de M. J. Perey, dans sa *Metallurgy of Copper* (pages 170 et suivantes), il nous a paru utile de donner ici le résumé d'une note récemment publiée par le grand fondeur de Swansea, M. Hussein Vivian, sur cette question (*On copper smelting*).

**64.** Avantages réciproques du four à manche et du four à réverbère pour les minerais de cuivre.

*A. Four à manche.*

1° La dépense en combustible est moindre ; sur 1 tonne de minerai, il faut 15 à 25 pour 100 de coke. Comme celui-ci coûte environ 2 fois et demie le prix de la houille, la dépense revient alors à 37 1/2 ou 55 3/4 pour 100 du minerai.

2° Les scories sont plus pures de cuivre<sup>1</sup>.

3° Le travail est plus dur pour l'ouvrier ; il ne peut le surveiller, comme dans un four à réverbère, où toutes les opérations sont à la vue, tandis que dans le four à manche, suivant la hauteur et les dimensions du four, on ne peut corriger les manques et défauts de marche que lorsque toute la charge mauvaise est passée.

4° Les lours (dépôts de fer) sont plus faciles à se produire, et cela d'autant plus aisément que le four est plus élevé<sup>2</sup>.

5° Les campagnes sont plus courtes, c'est-à-dire que les pertes de temps pour mise hors feu sont plus fréquentes.

6° Les schlichs (menus très fins des laveries) se travaillent difficilement, si on ne les a pas frittés par le grillage ou moulés en boules ou briquettes.

7° Les flammes perdues du gueulard ne sont pas utilisées ; dans le réverbère, elles peuvent servir à l'ébullition de l'eau destinée comme vapeur à la force motrice et donner une économie notable de combustible.

8° Le four à manche est un appareil réductif, tandis que le four à réverbère est plutôt un appareil oxydant ; on n'y obtient la réduction qu'à la condition d'incorporer des carburants ; les sulfates, en présence du carbone, se réduisent à l'état de sulfure dans le four à manche, d'où résulte une plus grande quantité de mattes ; mais elles sont plus pauvres en cuivre, tandis que dans le réverbère, le soufre étant oxydé et chassé à l'état d'acides sulfureux et sulfurique (13 pour 100 de soufre sont chassés de la sorte), la matte pèse moins, mais elle est plus riche en cuivre.

**65. B. Four à réverbère.**

La dépense en combustible est de 45 pour 100 du minerai.

D'après ce qui a été dit ci-dessus, on peut considérer que les deux appareils s'équivalent, lorsque les flammes perdues du réverbère sont utilisées.

NOTE N° 6.

SUR LES MÉTHODES JOHNSON ET BESSEMER, APPLIQUÉES AU CUIVRE.

(Supplément au § VII de la *Métallurgie du cuivre* de M. L. Gruner, p. 159.)

**66.** Relativement aux modifications que plusieurs ingénieurs se sont efforcés d'introduire dans la méthode anglaise du cuivre du pays de Galles, sans succès — et ce pour les causes indiquées bien clairement dans la note n° 3, — il faut citer surtout celle de M. P. Johnson

1. La différence entre la teneur de cuivre dans les scories du four à réverbère et celles du four à manche est de 1/4 0/0 en sus, pour les premières.

2. On évite assez souvent la formation des lours, en écoulant les gaz réductifs du fourneau, lorsqu'il est élevé, à une certaine distance en dessous du gueulard, de façon à éviter la réduction anticipée du minerai par l'oxyde de carbone produit.

(*Eng. and Mining Journal*, 1885, V, 55, p. 16), dont le procédé, contesté comme priorité par M. Howe, consiste, croyons-nous, à oxyder le soufre, l'antimoine, l'arsenic, etc., tout en affinant le cuivre.

A l'usine de Worcester, on a fondu, dans un four Rachette ou Pilz (Voir Métallurgie du plomb), à 6 ou 8 tuyères, inclinées à 30 ou 40 degrés, le minerai pour matte, à raison de 10 tonnes de charge par 24 heures. Les mattes obtenues tiennent 25 pour 100 de cuivre; elles sont refondues avec un flux siliceux et avec vent chaud (comme dans la cornue Bessemer), dans un four à réverbère, avec générateur à gaz Siemens. Le fer, rapidement oxydé, aussitôt après le soufre, laisse, dit l'auteur, le cuivre suffisamment affiné et prêt au raffinage. L'économie totale de combustible par cette méthode serait considérable : 10 tonnes de *pimples metal* sont fournies dans 10 ou 12 heures. Le personnel calculé par M. Johnson serait de 11 ouvriers seulement, au lieu de 40 nécessaires dans la méthode anglaise, pour la production de 20 tonnes de cuivre noir; il faudrait le sixième du temps et deux appareils seulement, — le four Rachette (ou Pilz) et le réverbère de raffinage, — au lieu de 8 fours à grillage et 4 fours à réverbère qu'emploie la méthode galloise : telles sont les assertions de M. Johnson, suivant le Dr J. Perey.

67. A propos de l'appareil Bessemer, disons que, grâce à lui, l'utilisation du fer des pyrites traitées pour cuivre, jusqu'à présent presque négligée, correspond actuellement déjà à plus de 400.000 tonnes de minerai de fer régénérées et jadis perdues.

C'est à l'usine de Baxterhouse, en 1877, qu'on a pratiqué les premières expériences; en 1878, elles furent continuées aux aciéries de Cannel, à Sheffield et enfin terminées dans celles de M. John Brown, en 1879, où l'on est arrivé à traiter convenablement le minerai de cuivre de Rio Tinto par charges de 10 tonnes de pyrites et 2 tonnes de sable siliceux. M. Manhès est toutefois celui qui a levé toutes les difficultés de détails et de manipulations, difficultés considérables qui rendaient encore la marche du procédé fort peu économique et incertaine, ainsi qu'il a été dit, page 161.

## NOTE N° 7.

## ANALYSE DE MINÉRAI.

(Supplément au § II, chap. I, 1<sup>re</sup> partie, art. 50.)

68. Analyse des pyrites grillées de Ytteron (Norwège), par M. Gibbs.

			OBSERVATIONS
Cuivre . . . . .	Cu	1,01	} Calculé comme Cu <sup>2</sup> S et Fe <sup>2</sup> S <sup>3</sup> .
Fer . . . . .	Fe	3,55	
Soufre . . . . .	S	3,10	
Oxyde cuivre . . . . .	CuO	0,59	
Zinc . . . . .	Zn	0,46	
Plomb . . . . .	Pb	0,06	
Calcium . . . . .	Ca	2,50	
Oxyde de fer . . . . .	Fe <sup>2</sup> O	68,00	
Acide sulfurique . . . . .	SO <sup>3</sup>	6,56	
Arsenic . . . . .	As	0,05	
Résidu insoluble . . . . .	z	8,74	
		100,00	

## NOTE N° 8.

DIMENSIONS RELATIVES ET TRAVAIL RELATIF DES FOURS À RÉVERBÈRE ET DES FOURS À STALLES,  
POUR LE GRILLAGE DES MINÉRAIS DE CUIVRE.

[Supplément à l'article 86.]

69. Nous empruntons à un remarquable travail de M. Cappaci les données suivantes, sur les dimensions et conditions de travail des fours à cuivre, qu'il donne dans une *Revue générale sur la métallurgie de ce métal*, publiée dans la *Berg. and hüttenm. Zeitung*, 1885.

Le tableau suivant en donne un résumé synoptique très intéressant, qui complète les notions précédemment fournies.

La première partie du tableau concerne les fours à réverbère; la seconde, les fours à stallos.

PAYS	USINES DE	DIMENSIONS HORIZONTALES DE LA SOLE		CHARGE TOTALE	POIDS GRILLÉ en 24 heur <sup>s</sup>	COMBUSTIBLE par T. DE MINÉRAI GRILLÉ
		Longueur	Largeur			
<b>I. — Grillage au four à réverbère.</b>						
Hartz. . . .	Altenau (1877) . .	13 <sup>m</sup> ,80	2 <sup>m</sup> ,80	"	5 <sup>h</sup> ,555	540 <sup>h</sup>
Italie. . . .	La Briglia (1878) . .	4,70	4	4 <sup>h</sup>	6,900	122 <sup>h</sup> ,3
Angleterre .	Pays de Galles (1868)	5,25	3,60	3,45	1,600	6 <sup>h</sup> ,597
<b>II. — Grillage en stalles.</b>						
Saxe. . . .	Freiberg (Wellner sta- dels, pour maties de cuivre plombées). .	4 <sup>m</sup>	3 <sup>m</sup>	50 <sup>h</sup>	2 <sup>h</sup>	5 <sup>h</sup> ,5
Hte-Vénétie .	Agordo. . . . .	17 <sup>m</sup>	4 <sup>m</sup>	2 <sup>h</sup> ,88	1 <sup>h</sup> ,60	6 <sup>h</sup> ,597
ABRÉVIATIONS						
hl = hectolitre.             sch = scheffel.						

À l'ancienne usine de Bouc, près Marseille, on ne recueillait point l'acide sulfuré et le grillage se faisait par couches successives de pyrites et de minéral cupro-plombéux mélangés et alternant avec des couches de combustible (houille menue).

Ajoutons, comme simple renseignement historique, qu'on attribue, en Espagne, l'invention de la méthode simultanée du grillage en tas et de la cémentation à Don Alvaro Alonso de Garcias, en l'année 1661, pour Rio Tinto. Ce que nous avons dit de l'ancienneté romaine du procédé de la cémentation dans la province de Huelva nous paraît en opposition avec cette légende.

## NOTE N° 9.

SUR L'ÉLIMINATION DU CUIVRE DU PLOMB PAR LE PATTINSONNAGE ET PAR LE ZINGAGE.

[Complément à l'article 165.]

70. M. Backer a traité les plombs cuivreux par la cristallisation. Voici le diagramme qu'on peut faire de son opération :

## 10 T. Plomb cuivreux

à 0,0411 de Cu

à 0,0774 de Cu

après 7 cristallisations successives, donnent :		après 6 cristallisations successives, donnent :	
<b>Plomb épuré :</b> 0,6 à : 0,0235 Cu	<b>Culot cuivreux :</b> 3,3 à : 0,07757 Cu	<b>Plomb épuré :</b> 0,6 à : 0,0642 Cu	<b>Culot cuivreux :</b> 3,3 à : 0,1060 Cu
tenant : 155 <sup>kg</sup> Cu (au lieu de 411 <sup>kg</sup> primitifs)	tenant : 256 <sup>kg</sup> Cu (concentrés)	tenant : 424 <sup>kg</sup> Cu (au lieu de 774 <sup>kg</sup> primitifs)	tenant : 350 <sup>kg</sup> Cu (concentrés)

Le cuivre va donc au culot. Le nickel également. Quant à l'antimoine, en présence du cuivre et du nickel, il se concentre moins facilement dans le culot que lorsque ces deux métaux sont absents. En résumé la cristallisation n'est qu'un palliatif pour éliminer le cuivre.

Nous renvoyons à la *Désargement des plombs* pour l'action du zinc sur les plombs cuivreux. (§ 3, 5<sup>e</sup> section, chapitre II, Première partie), et principalement aux articles 358, 359 et 361, où il est question du travail de M. Backer sur la séparation du cuivre par le zinc.

## NOTE N° 10.

SUR LES MINES ET USINES DE VIGNOESS.

(Supplément au § III, chap. II du Complément.)

71. La société des mines et usines de cuivre de Vignoess (Norwège) date de 1881 ; elle a été fondée à Anvers (Belgique), au capital de 16 millions, réduit récemment à 8 millions, avec libération totale des titres, qui sont aujourd'hui de 16.000 actions de 500 francs entièrement libérées.

Le premier exercice clos en 1882 (juin), a fourni 660.128 francs de bénéfices (dividende de 18<sup>fr</sup>,50 par action libérée de 250 francs). L'exercice clos en 1883 (juin) a fourni un bénéfice de 1.051.166<sup>fr</sup>,74, dont il faut déduire les frais généraux (141.070<sup>fr</sup>,15) d'Anvers et Paris : 195.069<sup>fr</sup>,25 ont été consacrés aux amortissements ; les installations nouvelles ont d'ailleurs

leurs frais d'amortissement compris en majeure partie dans le compte d'exploitation. On a abattu 25.700<sup>00</sup> de minerai à la mine de Vignoess, qui ont produit 48 000 tonnes de minerais divers. Les travaux de recherche sont poussés à 460 mètres de profondeur, niveau auquel sont creusées des galeries de roulage, pour la préparation d'un nouvel étage d'exploitation. La fonderie de Vignoess a produit 1.700 tonnes de mattes ; d'autres mines, notamment celles de Alfswaag, qui commence et a fourni d'un seul chantier de minerais, dans un trimestre, 1.647 tonnes, sont en voie de travail ; le minerai de cette dernière mine fait, paraît-il, un bon mélange pour la fente de celui de Vignoess.

L'usine d'Heinixheim, près d'Anvers, a produit 1.588 tonnes de cuivre de ciment, tenant 1.150 tonnes de cuivre, et 55.000 tonnes de *purple ore*, ces dernières vendues comme minerai de fer. La Société a eu à souffrir quelque peu du défaut d'activité des usines de fabrication des produits chimiques, ainsi que de la situation difficile de l'industrie métallurgique en général. Bénéfice de l'exercice 1885, après défaction des frais généraux, amortissements, etc. : 712.722 francs (l'exercice de 1882 était de 15 mois au lieu de 12) ; dividende distribué 20 francs, par action.

(Extrait du Rapport de l'Assemblée générale des actionnaires du 28 novembre 1885.)

#### NOTE N° 11.

##### SUR LE PROCÉDÉ DREUIN ET LA MINE DE CUIVRE DE VILLAMIN.

**72.** Au moment de mettre sous presse, nous avons connaissance d'un procédé pour le cuivre de M. Dreuin, ingénieur, intitulé : *Nouvelle Métallurgie de l'argent et du cuivre*, dont voici la description succincte :

« Le brevet n° 117 988, du 11 avril 1877, décrit un procédé permettant d'extraire par voie humide, à chaud ou à froid, l'argent et le cuivre de tous les minerais qui les renferment. » Les points essentiels sont les suivants :

« 1° Emploi d'une dissolution acidulée de sel marin agissant à froid ou à chaud sur toute espèce de minerais contenant de l'argent ou du cuivre, sans qu'il soit besoin de griller le minerai avec le sel pour obtenir la chloruration des métaux ;

« 2° Substitution au chlorure de sodium de tout autre sel produisant en dissolution acide les mêmes réactions ;

« 3° Emploi du bioxyde de manganèse, dans le but de faciliter la dissolution de l'argent et le grillage des minerais. »

Les analogies évidentes de ce procédé avec les procédés : d'Augustin, — Hunt, Streng et Douglas, qui emploient le grillage, le chlorure de sodium et le perchlorure de fer, — avec celui de Doetsch, qui supprime le grillage et emploie le perchlorure de fer seul, sont tellement grandes, qu'il n'est pas facile, par cette simple description, de savoir quelle est la modification *neuve* du procédé.

Il doit être appliqué aux minerais de cuivre d'une mine récemment mise en exploitation, en Espagne, à 7 kilomètres du village de Villamanin, province de Léon, et qui fournit, paraît-il, de très beaux minerais (pyrite, cuivre sulfuré, panaché, carbonates : azurite, malaclite, etc.), avec une teneur de cobalt presque constante. Le gisement se présente dans la dolomie, encaissée elle-même dans un marbre très dur. La houille est voisine.

Voici la composition des minerais analysés par M. Drouin :

	MINÉRAI DE CUIVRE	MINÉRAI DE COBALT
Cuivre (Cu) . . . . .	35,85	18,50
Cobalt (Co) . . . . .	3,73	20,46
Nickel (Ni) . . . . .	traces	traces
Fer, Alumine ( $\text{Fe}^2\text{O}^3, \text{Al}^2\text{O}^3$ ) . . . . .	9,70	8,86
Chaux (CaO) . . . . .	6,80	9,19
Magnésie (MgO) . . . . .	4,13	4,02
Soufre (S) . . . . .	9,27	1,50
Acide carbonique ( $\text{CO}^2$ ) . . . . .	16,55	12,17
Silice ( $\text{SiO}^2$ ) . . . . .	5,52	8,02
Oxygène (O) . . . . .	8,46	14,70
Eau, pertes . . . . .	5,00	2,10

Le procédé qui doit être appliqué, d'après l'auteur, consiste :

- « 1° Dans un grillage à basse température dans un four à réverbère ou dans un four tournant ;
- « 2° Dans une attaque à froid par une dissolution saturée de sel marin, acidulée par l'acide sulfurique ou chlorhydrique ;
- « 3° Le cuivre, l'argent, le nickel et le cobalt sont séparés et précipités par l'un quelconque des procédés connus. »

D'après cela, le grillage ne serait pas supprimé ; quant à l'attaque, elle est celle des procédés indiqués plus haut et en usage, depuis huit années, pour les minerais plombo-cuivreux blendeux de Mona (Anglesey), à l'usine de Ripley, et fondés précisément sur la chloruration par voie humide ; enfin sur ce qui pourrait être neuf dans les moyens de précipitation du cuivre, de l'argent, du nickel, etc., l'auteur dit lui-même que les procédés sont connus.

On nous indique également un nouveau procédé de M. Sédillot ; nous n'avons pas pu en connaître les principes à l'heure présente (juin 1884).





# CATALOGUE

PAR ORDRE ALPHABÉTIQUE

DES NOMS DES SAVANTS, AUTEURS, INGÉNIEURS, INDUSTRIELS, ETC.

DONT IL EST FAIT MENTION DANS CET OUVRAGE.

A	
Ahrend	Métallurgie, 125, n. 1.
Albuquerque d'Orey	Complément 185, n. 1.
Alteuck	Complément 507.
André	Complément 504, 504. n. 1, 308.
Augustin	Complément 245, 509.
B	
Bookar}	Complément 290, 291. 205, 509, n. 1.
Barlett	Complément 189, 190.
Baudry	Complément 255, 367. n. 1.
Beclii	Complément 198, 207, 248, 255, 291.
Bequerel	Complément 505, 504.
Bède metal Works	Complément 185, 257.
Berthier	Complément 172, 191.
Berzelius	Complément 561.
Bessemer	Métallurgie 106, 408, 109, 158, 156, 159, 160, 161, 163, 165, 166, 170. Complé- ment 172, 345.
Bibby Son	Complément 509, n. 1.
Bischof	Complément 197.
Bishop	Complément 240.
Bisvend	Complément 509.
Black Vale Copper Works	Complément 572.
Blas	Complément 279, n. 1; 305, 505, n. 1, 508, 511, 514.
Bold Copper C <sup>e</sup>	Complément 539, n. 1.
Brolberg	Métallurgie 110, n. 1; 114, 125.
British and Foreign Copper C <sup>e</sup>	Complément 569, n. 1.
Briton Ferry Copper C <sup>e</sup>	Complément 569, n. 1.
Brown	Complément 518, 552, 555.
Bruckner	Complément 228, 251.

Branton	Complément 258.
Bunsen	Complément 555, 555, 559, 560, 561.

C	
Cambrian Copper Works	Complément 572.
Caron	Complément 189.
Carwright and Newton	Complément 572.
Choubine	Complément 174, 192.
Clamond	Complément 555.
Claudet	Complément 189.
Cnawam Copper metal- liferous Works	Complément 572.
Cobley	Complément 248, 252, 504, 504, n. 1; 508, 509.
Copper Miners C <sup>e</sup>	Complément 569, n. 1.
Copper Works in Wes- ton	Complément 571.
Cordurie	Complément 201.
Corliss	Complément 514.
Cramer	Complément 251, 252.
Crookes	Complément 174.
Crowu Copper C <sup>e</sup>	Complément 569, n. 1.
Cumenge	Complément 179, 185, 188, 189, 197, 201, 250, 260, 271, 275, 275.

D	
Daniell, Nevill, etc.	Complément 571.
David	Métallurgie, 162, Note.
Davy (Sir Humphrey)	Complément 572.
DeFrance	Complément 262, n. 2.
Dehaussy	Complément 207.
Deligny	Complément 185.
Delwyn et C <sup>e</sup>	Complément 569.
Démidoff	Métallurgie, 151. Com- plément 501, n. 1.
Ditte	Complément 564, n. 4.
Dœstch	Complément 178, 179, 186, n. 1; 257, 259, 262, 271, 272, 275, 289.

Douglas, Streng et Hunt	Complément 178, 179, 182, 249, 251, 252, 275, 276, 285.
Down	Complément 247.
Drouin	Complément <b>Notes</b> 10.
Dunod	Complément 174.

## E

Ebelmen	Complément 172.
Egletou	Métallurgie. Complément 193.
Eitorl	Complément 256.
Elkington	Complément 305, 304, 304, n. 1, 305, 307, 308.
Elkington et Nason	Complément 379, n. 1.
Erdmann	174, n. 1; 187, n. 1; 174.
Escalle	Complément 282, 205.

## F

Fabian	Complément 174.
Faraday	Complément 372.
Félix	Complément 174.
Fleissmann	Complément 322.
Forster (William and C <sup>e</sup> )	Complément 325, n. 1.
Franz	Complément 302.
Freemann and C <sup>e</sup>	Complément 309, n. 1.
Fresenius	Complément 332.

## G

Gahn	Métallurgie 110, n. 1, 188.
Galetti	Complément 332.
Garlach	Complément 302.
Gaultier de Claubry	Complément 197.
Grainne	Complément 305, 307, 315.
Gay-Lussac	Complément 338, 345, 345.
Gerstenhöfer.	Métallurgie 10, 112, 156. Complément 219, 223, 254.
Gertharp	Complément 251, 237, 288.
Gibbs	Complément 189, 251, 257, 247, 248, 255, 288.
Girard (Ch.)	Complément 301.
Gonzalo y Tarin	Complément 183, n. 1.
Great Francis	Complément 371.
Grinfeld and Sons	Complément 369, n. 1.
Grüner (L.), père	Complément 171, 172, 175, 176, 182, 183, 192, 193, 198, 205, 219, 223, 258, 261, 275, 279, 303, 304. <b>Notes finales.</b>
Grüner (S., fils)	228, n. 1.

## H

Haen	Complément 332.
Hasenclever	Complément 219, 221, 222, 254.

Hartmann	Complément 253, 261, 295.
Hatton de la Goupillière	Complément 174.
Hatch	Complément 249.
Haupt	Complément 198, 207, 248, 255, 295.
Hautefeuille	Complément 194.
Hefner	Complément 307.
Heine	Complément 353, n. 1.
Hellag	Complément 219, 221, 252.
Henderson	Complément 198, 256, 291, 295.
Henninger	Complément 371.
Henry, R. Merton and C <sup>e</sup>	Complément 373, 374.
Höhner	Complément 198, 291, 295.
Holler	Complément 183, n. 1.
Holway	Complément 234, 235.
Hermann	Complément 178, 275.
Herpin	Complément 352, 356.
Hinterhuber	Complément 238.
Hober-Jacquelin	Complément 332.
Hunt	Complément 178, 179, 182, 249, 251, 252, 257, 275, 276, 285.

## J

Jacquelin-Hubert	Complément 352.
Jexler	Complément 281.

## K

Kaliani	Complément 305, 307, 112.
Karsten	112.
Kates, Newton and C <sup>e</sup>	Complément 369, n. 1.
Keases	Complément 355, n. 1.
Keith	Complément 303, 309.
Kerl (Bruno)	Complément 174, 197, 209, 276, 278 n. 1, 318 n. 1, 377.
Kerpely	Complément 292.
Keys and Sons	Complément 369, n. 1.
Kinigess	Complément 247.
Körting	Complément 247, 248, 300.
Krasinsky	Complément 248, 255.
Kuntzel	174.
Kushel	Complément 258.

## L

Lagarde (Denis de)	Complément 376.
Lagunso (C <sup>e</sup> de)	Complément 185.
Lambert (Ch.)	Complément 329, n. 1.
Lane (Dr) y N. Pollad	Complément 371.
Lang	Complément 249.
Lange	Complément 190.
Lauch	Complément 385.
Laveyssière (et C <sup>e</sup> )	Complément 376.
Lechner	Complément 249.
Lemot	Complément 258.
Leonhard (Von)	Complément 174.
Leplay	Métallurgie. Complément 112, 318, 352, 334, 335, 335, n. 1.
Léstrange	Complément 304, 304, n. 1, 306.
Lock	Complément 382.

Loghan (Sir W.)	Complément 367.
Longmaid	Complément 198.
Luckow	Complément 304, 304 n. 1.
Lunge	Complément 247.
Luney (R.)	Complément 372.
Lürzer	Complément 192, 200, 207, 211.

## M

Malétra	Complément 219.
Maues	Complément 174.
Manhès	Métallurgie 106, 108, 158, 161.
	<b>Notes finales.</b>
Marsh	Complément 552.
Masen and Elkington	Complément 569, n. 1.
Maumené	Complément 198.
Nerton (H.), Henry and Co	Complément 575, 574.
Mesnil (du)	Complément 202, 209, 270.
Miest et Blase	Complément 279, n. 1, 505, 505, 508, 511, 511 n. 1, 514.
Mitchell	Complément 528.
Mohr	Complément 551, 552.
Noisenet	Complément 174, 509.
Monn Mining Co	Complément 569, n. 1.
Monnier	Complément 195, 295.
Montefiore	Métallurgie 100.
Norfa Copper Works	Complément 372.
Morris and Rees	Complément 372.

## N

Napier	Complément 174.
Nevill (W.)	Complément 569, n. 1.
Nevil, Daniell, etc.	Complément 571.
Newton and Cartwright	Complément 571.
Newton, Kates and Co	Complément 569, n. 1.
Neyer	Complément 268.
Nivoit	Métallurgie 110, n. 1.

## O

Olivier-Perret	Métallurgie 110. Complément 219, 221.
Orey and Pattinson	Complément 189.
Orshall	Complément 198.

## P

Palst	Complément 561.
Parkes	Complément 197, 251, 256, 518, 528, 552, 554.
Parnell	Complément 502.
Pattinson	Complément 192, 245.
	<b>Notes finales.</b>
Pattinson and Orey	Complément 189.
Pelletier	Complément 506, n. 1.
Pelouze	Complément 552.
Pembrey Copper Works	Complément 572.
Percy (Dr J.)	Métallurgie 99, 100. Complément 174, 191, 200, 276, 278, n. 1, 290, 291, 318, n. 1, 327, 528, 553, n. 1, 567, 567, n. 1,

Perret-Ollivier

Peters  
Peters (Dr E.)  
Petitgand

Phillips

Pilz

Pioche

Plattner

Pollad (N.) y Dr Lane  
Port Tennant Copper Works

376. <b>Notes finales.</b>
Métallurgie 110. Complément 219, 221.
Complément 311.
Complément 354.
Complément 174, 291, 318 n. 1, 367 n. 1.
Complément 174, 198, 291, 372.
Complément <b>Notes finales.</b>
Complément 505 n. 1, 504.
Métallurgie 98. Complément 207.
Complément 572.
Complément 372.

## R

Rachette	Métallurgie 151. Complément 577.
Ravenshead Copper Co	Complément 569, n. 1.
Redjacket Copper Works	Complément 569, n. 1.
Regnault	Complément 201.
Rees and Morris	Complément 372.
Riche	Métallurgie 101.
Rivot	Métallurgie 50, n. 1. Complément 172, 174, 179, 188, 194, 197, 199, 202, 204, 251, 240, 242, 247, 295, 517, 518, n. 1.
	<b>Notes finales.</b>
Rodby (J.)	Complément 569, n. 1.
Roesing	Complément 509.
Rohmer	Complément 185, n. 1.
Ronna	Complément 174, 318 n. 1, 367 n. 1.
Rousseau	Complément 75, 290, 317, 557.
Royal Mines Co	Complément 571.
Russian Copper Co	Complément 508, 569 n. 1.

## S

Salet	Complément 561.
Schaffner	Complément 198.
Scheneck	Complément 281.
Scheuter	Complément 503, 507.
Schlesing	Complément 199.
Schmetter	Métallurgie 100.
Schuckert	Métallurgie 507.
Schwarz	Métallurgie 552.
Siemens (W.)	Métallurgie 99, 142. Complément 222, 228, 251, 253, 505.
	<b>Notes finales.</b>
Sims	Complément 269, n. 1.
Sinding	Métallurgie 168. Complément 182, 198, 248, 252, 253, 257, 261, 295, 552.
Smith (Th.)	Complément 571.
Smith	Complément 229.
Snowdon	Complément 197, 248, 295.
Sorel	Complément 199.

Spence Complément 251, 256.  
 Spitty Copper Works Complément 372.  
 Steinbeck Métallurgie 137.  
 Stetefeld Complément 193, 228,  
 282.

Storer Complément 248.  
 Stotzel Complément 305.  
 Streng Complément 182, 275,  
 285.

Swetland, Tuttle and C<sup>e</sup> Complément 369, n. 1.

## T

Terreil Complément 353, 356,  
 359.

Tholander Complément 199.

Triplier Complément 247.

Tuttle, Sweetland and C<sup>e</sup> Complément 369, n. 1.

## U

Union O Risco Copper Works Complément 372.

## V

Vicaire Métallurgie 110, n. 1,  
 125, n. 1.

Vivian (John) Complément 371, 372.

Vivian (Hussey) Complément 371, 372.

**Notes finales.**

Vivian and Sons Complément 369, n. 1.  
 Volhardt Complément 352.

## W

Wagner Complément 248, 254,  
 256.

Walter Complément 249, 220.

Wapley (J.) Complément 374.

Waston Complément 303, 307.

Weil Complément 352.

Werther Complément 207.

Weyberg Complément 207.

Whelpley Complément 248, 255.

White Complément 229, 231.

Wiesnegg Complément 561.

Wilde Complément 307, 308.

Wimmer Complément 181, 183

n. 1, 185, 261, 271.

Wisnegg Complément 248.

Wofskron Complément 281.

Wohlwill Complément 307, 308.

Wolf Complément 305 n. 1,

304.

Wurtz Métallurgie 100.

## Z

Zoppi Complément 207, 251,  
 252, 283.

Ziervogel Complément 245.



# TABLE DES MATIÈRES

## MÉTALLURGIE DU CUIVRE

PAR M. L. GRUNER

Inspecteur général des Mines.

I. PROPRIÉTÉS DU CUIVRE. . . . .	97
II. MINÉRAIS DE CUIVRE. . . . .	102
III. TRAITEMENT DES MINÉRAIS DE CUIVRE PAR VOIE IGNÉE. . . . .	105
I. <i>Traitement des minerais purs par la méthode continentale</i> . . . . .	110
Usine à cuivre d'Atvida . . . . .	110
1° Grillage en tas . . . . .	111
2° Fonte pour matte bronze . . . . .	114
3° Grillage de la matte bronze . . . . .	121
4° Fusion réductrice pour cuivre brut . . . . .	125
5° Affinage du cuivre brut au bas foyer . . . . .	126
6° Raffinage du cuivre rosette . . . . .	128
II. <i>Traitement des minerais complexes par la méthode continentale</i> . . . . .	131
Usine de Nischné-Taguilsk (Oural, Russie). . . . .	131
Usine de Szaska (Banat, Hongrie). . . . .	131
Usine des environs de Perm (Oural, Russie). . . . .	132
Usine de Chersy . . . . .	133
III. <i>Traitement des minerais impurs par la méthode continentale</i> . . . . .	134
Usines du Naurfeld. . . . .	134
Usines du Hartz. . . . .	137
Traitement des mattes cuivreuses impures, au Hartz . . . . .	138
IV. <i>Traitement des minerais par la méthode anglaise.</i> . . . .	139
1° Grillage des minerais . . . . .	139
2° Fonte pour mattes bronze (Coarse metal) . . . . .	142
3° Grillage de la matte bronze. . . . .	146
4° Fonte de concentration pour matte blanche. . . . .	147
5° Rôtissage de la matte blanche et fonte pour cuivre brut . . . . .	149
6° Affinage et raffinage du cuivre brut . . . . .	151

V. <i>Traitement des minerais par la méthode mixte.</i> . . . . .	157
VI. <i>Traitement des minerais complexes par la méthode anglaise ou extra-process</i> . . . . .	157
1 <sup>re</sup> Méthodes fondées sur les fontes de concentration . . . . .	157
2 <sup>re</sup> Méthode fondée sur la refonte des scories de rôtissage . . . . .	159
VII. <i>Application de l'appareil Bessemer à la métallurgie du cuivre</i> . . . . .	159
IV. <b>TRAITEMENT DES MINERAIS DE CUIVRE PAR VOIE HUMIDE</b> . . . . .	167

## COMPLÉMENT A LA MÉTALLURGIE DU CUIVRE

PAR M. C. ROSWAG

Ingénieur civil des Mines.

PRÉLIMINAIRES. . . . .	Art. 1	page 171
------------------------	--------	----------

## PREMIÈRE PARTIE

### COMPLÉMENT AU TRAITEMENT DES MINERAIS DE CUIVRE ET DES MATIÈRES CUIVREUSES PAR VOIE HUMIDE.

#### CHAPITRE PREMIER.

CARACTÈRES GÉNÉRAUX DES MÉTHODES DE LA VOIE HUMIDE APPLIQUÉES AUX MINERAIS DE CUIVRE ET AUX MATIÈRES CUIVREUSES . . . . .		176
§ I. Principes sur lesquels repose la voie humide. . . . .	7	176
§ II. Minerais et matières cuivreuses traitées par la voie humide . . . .	9	178
§ III. Appareils de grillage et de chloruration (sèche), employés dans les procédés de la voie humide . . . . .	35	196
A) Théorie du grillage . . . . .	36	198
B) Théorie de la chloruration sèche . . . . .	44	203
C) Appareils divers de grillage . . . . .	45	205
a) Grillages en tas libres . . . . .	46	205
b) Grillage en stalles ou cases murées . . . . .	49	209
c) Fours de grillage à cuve. . . . .	55	215
α. Fours à cuve pour minerais tout-venant, gros et menus. . . . .	56	215
β. Fours pour minerais exclusivement en poussière ou en schlicks. . . . .	68	223
d) Fours rotatoires . . . . .	72	228
e) Fours à réverbère . . . . .	75	251
f) Grillage dans une chaudière ordinaire ouverte, sur bain de plomb, à l'air comprimé (système Roswag) . . . . .	85	243
D) Appareils de chloruration par voie sèche. . . . .	84	245

§ IV. Appareils divers pour les autres opérations de la voie humide. . .	87	246
§ V. Cuivres précipités : Cément, Sulfure de cuivre, etc. . . . .	89	248
§ VI. Résidus d'opérations. . . . .	101	255

## CHAPITRE II.

PROCÉDÉS FONDÉS SUR LA SULFATATION ET LA CHLORURATION . . . .	104	257
§ I. Procédé par sulfatation et précipitation par le fer, de Rio-Tinto (ancien procédé) . . . . .	105	257
a) Grillage. . . . .	105	257
b) Cimentation. . . . .	106	257
c) Opérations sur les résidus. . . . .	108	258
d) Coût . . . . .	109	259
§ II. Procédé par sulfatation et précipitation par l'hydrogène sulfuré, de Rio Tinto (procédé Sindig) . . . . .	112	261
§ III. Procédé par chloruration et précipitation par le fer, de Hemixheim- lès-Anvers (Vignoess) (procédé ancien) . . . . .	115	262
a) Chloruration. . . . .	114	262
b) Cimentation. . . . .	116	265
c) Opérations sur les résidus . . . . .	119	267
d) Divers détails. . . . .	120	268
e) Coût. . . . .	122	270
§ IV. Procédé de chloruration de Rio Tinto (procédé Doetsch) . . . . .	125	271
a) Théorie . . . . .	124	271
b) Attaque . . . . .	125	272
c) Cimentation . . . . .	126	272
d) Opérations sur les résidus . . . . .	127	272
e) Divers détails . . . . .	128	275
f) Appareils. Manipulations . . . . .	150	275
g) Coût. . . . .	154	275
§ V. Procédé par chloruration à Phœnixville (Procédé Hunt et Douglas). .	156	275
a) Théorie . . . . .	157	276
b) Grillage . . . . .	159	277
c) Attaque . . . . .	140	277
d) Cimentation et Opérations sur les résidus. . . . .	141	277
e) Divers détails . . . . .	142	277
f) Coût. . . . .	145	278
§ VI. Résumé . . . . .	144	278
§ VII. Tableau synoptique résumant les variantes des procédés par sulfata- tion et chloruration. . . . .	145	279
Sulfatation . . . . .	146	280
Chloruration . . . . .	147	284

## CHAPITRE III.

PROCÉDÉS MIXTES, PROCÉDÉS FONDÉS SUR L'ACIDE ACÉTIQUE ET AUTRES RÉACTIFS CHIMIQUES . . . . .	148	290
---	-----	-----

§ I. Procédés mixtes . . . . .	149	290
A. Procédés mixtes avec cémentation par le fer. . . . .	150	290
Procédé Bankart . . . . .	150	290
Brevet Hahner . . . . .	155	292
Brevet Henderson . . . . .	155	292
B. Procédés mixtes, avec précipitation du cuivre par l'hydrogène sulfuré et les sulfures . . . . .	156	292
Tableau synoptique des procédés mixtes . . . . .	159	294
§ II. Procédés mixtes, traitement des alliages de cuivre et zinc et d'autres matières métalliques cuivreuses, par l'acide chlorhydrique et le chlorure de chaux. . . . .	160	296
a) Grillage . . . . .	162	296
b) Attaque et précipitation. . . . .	165	298
c) Travail des résidus . . . . .	164	298
§ III. Traitement des minerais de cuivre par l'acide acétique (Procédé Roswag). . . . .	166	300

## CHAPITRE IV.

PROCÉDÉS FONDÉS SUR L'ÉLECTRICITÉ . . . . .	171	303
§ I. Examen général des tentatives faites pour le traitement des matières cuivreuses par l'électricité. . . . .	172	303
§ II. Procédés divers; Elkington, Cobley, Keith, Røsing, Blas et Miest, etc. . . . .	180	308
a) Procédé Elkington . . . . .	181	308
b) Procédé Cobley. . . . .	182	308
c) Procédé Keith. . . . .	185	309
d) Procédé Røsing. . . . .	184	309
e) Procédé Blas et Miest . . . . .	185	311
Agglomération. . . . .	187	311
Précipitation. . . . .	188	311
Action des gangues. . . . .	189	312
Extraction du soufre. . . . .	190	312
Extraction des métaux. . . . .	191	312
Force motrice. . . . .	192	313
Frais d'installation . . . . .	195	315
Avantages du procédé. . . . .	194	315
Prix de revient. . . . .	195	315
Coût. . . . .	197	314

## DEUXIÈME PARTIE

## CONSIDÉRATIONS GÉNÉRALES.

## CHAPITRE PREMIER

ESSAIS ET ANALYSES CHIMIQUES EN USAGE DANS LES USINES À CUIVRE. . . . .	198	317
§ I. Essais pour cuivre en usage dans les usines à cuivre. . . . .	200	318



I. Essais par voie sèche. . . . .	201	518
a) Méthode galloise . . . . .	207	525
b) Méthode allemande. . . . .	215	529
c) Méthode à la soude ou à la potasse caustique . . . . .	220	551
II. Essais par voie humide. . . . .	221	552
a) Procédé H. Parkes, au cyanure de potassium. . . . .	222	552
b) Procédé Brown, à l'hyposulfite de soude et à l'iodure de potassium. . . . .	225	555
c) Procédé colorimétrique de M. Leplay. . . . .	224	555
d) Essai galvanique . . . . .	225	555
§ II. Analyse des matières contenant du cuivre et autres métaux en usage dans les usines à cuivre. . . . .	227	557
I. Alliages de cuivre. . . . .	227	557
a) Alliages complexes courants : $m$ Cu[Ag, Pb, Zn, Fe, Sb, As]. . . . .	228	557
b) Alliages complexes rares $m$ Cu[Pb, Ag, Zn, Au, Pd, Hg, Sn, Bi, Pt] . . . . .	242	545
II. Cuivre engagé dans des gangues. . . . .	250	550
§ III. Chalumeau. . . . .	257	553
a) Caractères au chalumeau . . . . .	258	554
b) Bec Bunsen. . . . .	268	559
§ IV. Analyse spectrale. . . . .	284	564

## CHAPITRE II.

## PRISES D'ESSAI. MARCHÉS DU CUIVRE, VARIATIONS DE PRIX, etc.

§ I. Prises d'essai . . . . .	287	566
§ II. Marchés du cuivre. . . . .	288	567
§ III. Variations de prix . . . . .	295	572
§ IV. Statistique de la production du cuivre. . . . .	501	574
§ V. Variétés commerciales de cuivre . . . . .	505	577

## Notes finales.

## N° 1. Sur divers procédés du traitement du cuivre par voie ignée. 1

*Procédés restés à l'état d'essai.*

A. Procédé Rivot et Phillips. . . . .	2	I
B. Procédé Napier . . . . .	3	II

*Procédés en activité.*

C. Procédé chilien . . . . .	4	III
D. Procédé américain . . . . .	5	III
E. Procédé indien . . . . .	6	IV
F. Procédé japonais . . . . .	7	IV

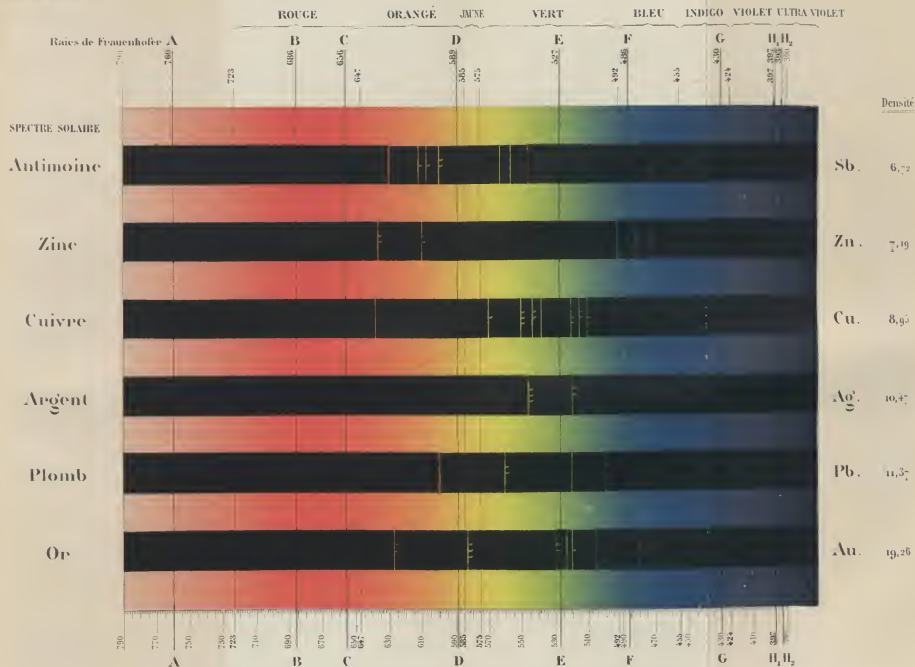
## N° 2. Prix de revient comparatifs des divers procédés par voie humide étudiés dans l'ouvrage . 8 V

I. Procédé ancien de Rio Tinto. . . . .	24	X
---	----	---

II. Procédé par chloruration et précipitation par le fer de Hemixheim (Vignoess) (ancien procédé). . . . .	27	XI
III. Procédé par perchloruration de Rio Tinto (Procédé Deetsch). . . . .	38	XIII
IV. Procédé par chloruration à Phœnixville (Procédé Hunt, Streng et Douglas). . . . .	41	XI
V. Procédé à l'acide acétique (Procédé Roswag). . . . .	50	XV
VI. Procédé électrolytique (Procédé Blas et Miest). . . . .	52	XVI
N° 3. Calcul des frais d'établissement d'une usine à cuivre. . . . .	59	XXIII
N° 4. Condensation des fumées des fours à cuivre de Saint-Blasien (Forêt Noire, Bade). . . . .	62	XXI
N° 5. Sur le travail au four à réverbère et au four à manche pour les minerais de cuivre. . . . .	63	XXI
N° 6. Sur les méthodes Johnson et Bessemer appliquées au cuivre. . . . .	66	XXII
N° 7. Analyse de minerai. . . . .	68	XXIII
N° 8. Dimensions relatives et travail relatif des fours à réverbère et des fours à stalles pour le grillage des minerais de cuivre. . . . .	68	XXIV
N° 9. Sur l'élimination du cuivre et du plomb par le patin-sonnage et par le zingage. . . . .	70	XXV
N° 10. Sur les mines et usines de Vignoess. . . . .	71	XXV
N° 11. Sur le procédé Drouin et la mine de cuivre de Villamin. . . . .	72	XXVI
Catalogue par ordre alphabétique des noms des savants, auteurs, ingénieurs, industriels dont il est fait mention dans cet ouvrage. . . . .		XXIX
Table des matières. . . . .		XXXIII

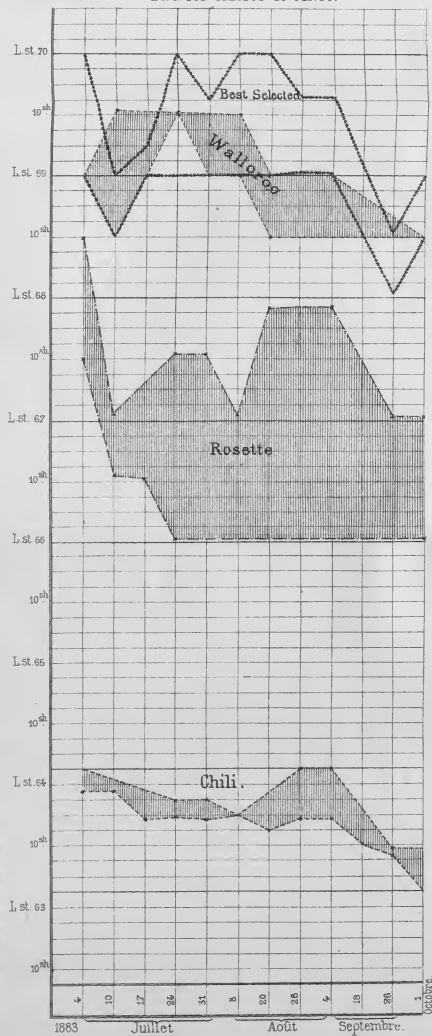


Données de la Commission  
Fondéeur: R. Hausmann



LIVRES STERLING  
PAR TONNE.

Diverses classes de Cuivre.



LIVRES STERLING  
PAR TONNES.

Cuivre pur en lingots.

